

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA**

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLÓGICA



TESIS

**Análisis de estabilidad geomecánico en tajeos
de la Veta Sur del Nv-320 al 280 Unidad Minera**

Islay

Para optar el título profesional de:

Ingeniero Geólogo

Autor: Bach. Juan Angel ALVAREZ CARHUARICRA

Asesor: Mg. Javier LOPEZ ALVARADO

Cerro de Pasco – Perú - 2019

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA**

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLÓGICA



**Análisis de estabilidad geomecánico en tajeos
de la Veta Sur del Nv-320 Al 280 Unidad Minera
Islay**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

**Mg. Reynaldo MEJIA CACERES
PRESIDENTE**

**Mg. Ramiro Ernesto DE LA CRUZ FERRUZO
MIEMBRO**

**Mg. Vidal Victor CALSINA COLQUI
MIEMBRO**

DEDICATORIA

El presente trabajo está dedicado a mis padres; Juan y Libia cuyo apoyo incondicional me motivaron a seguir una segunda carrera, como la que es Geología haciéndome que me apasione y enamore de nuestro planeta Tierra.

RECONOCIMIENTO

Es preciso y oportuno dar mis sinceros agradecimientos a todas las personas que de una u otra manera apoyaron para realizar este trabajo, que fue el fruto de una investigación intensa y perseverancia. Asimismo, mi agradecimiento a los docentes de la Escuela de Formación Profesional de Geología por sus aportes al realizar este trabajo.

También doy gracias a mis hermanos que por competir entre nosotros estamos en la posición actual, amigos y colegas que me proporcionaron aliento y a todas las personas que de una u otra manera colaboraron con mi persona.

Angel Alvarez.

RESUMEN

El proyecto se realiza en base a los estudios de Concesión Minera de Empresa Administradora Chungar; para el cual, se consideró la información recopilada en la mina; como, la geomorfología, los aspectos geodinámicos, las observaciones físicas de las estructuras geológicas, las condiciones del macizo rocoso de las cajas y las estructuras mineralizadas; donde se realizaron estaciones micro-tectónicas, simulaciones con software geomecánicos, ensayos de laboratorio, diseños adecuados para el método de explotación planteado y los antecedentes entregados por anteriores estudios.

Las estructuras mineralizadas son vetas que están emplazadas íntegramente en rocas sedimentarias, estas presentan gran heterogeneidad en cuanto a sus propiedades geológico ingenieriles.

Es notable el alto grado de fracturamiento y alteración argílica de las rocas encajonantes de las vetas y del macizo rocoso del yacimiento; además, las estructuras mineralizadas presentan alteración y fallas geológicas post mineralización que le hacen inestable.

La evaluación geomecánica califica a las estructuras mineralizadas y a las rocas encajonantes próximas y al macizo rocoso dentro del rango de mala a excepcionalmente mala y en muchos casos

muy mala; las vetas se encuentran muy sinuosas en la horizontalidad y en la vertical, tal como se observa en las distintas labores ya ejecutadas, el ancho de la estructura es muy variable que va desde 1.00m hasta 10.0m, con un buzamiento de 60° hasta 85° hacia el Sur como hacia el Norte.

Palabras Clave: Tajeo, estabilidad geomecánica, Veta Sur, Rumbo, Buzamiento.

ABSTRACT

The project is carried out based on the mining concession studies of the Chungar Management Company; for which, the information collected in the mine was considered; as, the geomorphology, the geodynamic aspects, the physical observations of the geological structures, the conditions of the rock mass of the boxes and the mineralized structures; where micro-tectonic stations, simulations with geomechanical software, laboratory tests, adequate designs for the proposed method of exploitation and the background provided by previous studies were carried out.

Mineralized structures are veins that are located entirely in sedimentary rocks, these present great heterogeneity in their geological engineering properties.

The high degree of fracture and argillic alteration of the encasing rocks of the veins and the rocky massif of the deposit is remarkable; In addition, mineralized structures show alteration and post-mineralization geological faults that make it unstable.

The geomechanical evaluation qualifies the mineralized structures and the nearby boxing rocks and the rock mass within the range of bad to exceptionally bad and in many cases very bad; The veins are very sinu the horizontality and in the vertical, as observed in the different tasks already

carried out, the width of the structure is very variable that goes from 1.00m to 10.0m, with a very thrown dip of 60° until 85° towards the South as towards the North.

Keywords: Slitting, Geomechanical Stability, South Vein, Strike, Dip.

INTRODUCCION

Los métodos de estabilidad gráficos corresponden a una herramienta empírica de diseño en donde se relacionan el tamaño de la geometría excavada, la competencia del macizo rocoso y la estabilidad de la excavación. Uno de los parámetros que incide en la estabilidad del tajeo corresponde al factor de esfuerzos "A", el cual es función de los esfuerzos inducidos sobre la pared y el UCS de la roca. Para la obtención de estos esfuerzos, Mathews (1981) desarrolló gráficos derivados del modelamiento numérico 2D en función de los esfuerzos in-situ y la geometría de la excavación.

El sostenimiento subterráneo en la explotación de una mina involucra una serie de factores y problemas de mecánica de rocas, que si no se consideran con antelación y no se estudia a profundidad pueden alterar significativamente las características de la operación de minado.

Para realizar el planeamiento de minado se considera la construcción y/o ejecución de labores mineras subterráneas y superficiales, para lograrlo es necesario, la cuantificación de las características geomecánicas del macizo rocoso, teniendo una justificación técnico- económica para una explotación racional, segura y rentable; estando además su utilización orientada a: diseño de labores mineras, diseño del método de explotación, selección de equipos, perforación y voladura, sostenimiento, relleno y drenaje, conservación del medio ambiente, productividad, economía y gestión.

En una operación minera los aspectos más relevantes del sistema de información geomecánica, relacionado a las características del comportamiento mecánico de la masa rocosa y sus componentes, son los ensayos de laboratorio y los ensayos insitu, con la finalidad de determinar las propiedades físico mecánicas de las rocas y minerales,

La mina Islay se encuentra a 4600 msnm en la región Pasco del Perú; donde la temperatura es muy variable desde -10°C en las noches hasta 30°C en el día; con una temperatura ambiente medio de 8°C . Las condiciones climáticas y de la roca suponía que las condiciones de explotación sería una tarea de difícil proceder, con una geología de rocas sedimentarias muy fragmentadas y alteradas por acción meteórica e hidrotermal, sus excavaciones subterráneas superan una profundidad de 450 m, el sostenimiento de rocas fue un procedimiento difícil, lento y no adecuado, hasta que se empezó a utilizar Shotcrete y pernos de compresión y fricción axial que hacen el sostenimiento subterráneo sencillo y eficaz.

Las labores de explotación (tajos) son de hasta 20m de ancho, 5.5m de alto y 150m de largo, por lo que asegurar la estabilidad de las labores tiene alta prioridad.

El presente estudio está orientado a realizar un análisis de la estabilidad de los tajeos entre los niveles 320 al 280 utilizando el método grafico determinando la calidad del macizo rocoso y las estructuras mineralizadas para determinar el tipo de sostenimiento basado en las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y las estructurales mineralizadas para generar una estabilidad en las labore

INDICE

DEDICATORIA
RECONOCIMIENTO
RESUMEN
ABSTRACT
INTRODUCCION

CAPITULO I PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACION DEL PROBLEMA	1
1.2. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	4
1.3. FORMULACION DEL PROBLEMA	4
1.3.1. PROBLEMA GENERAL.....	4
1.3.2. PROBLEMAS ESPECIFICOS	4
1.4. FORMULACION DE OBJETIVOS	4
1.4.1. OBJETIVO GENERAL	4
1.4.2. OBJETIVOS ESPECIFICOS	5
1.5. JUSTIFICACION DE LA INVESTIGACIÓN.....	5
1.6. LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN.....	5

CAPITULO II MARCO TEORICO

2.1. ANTECEDENTES DE ESTUDIO.....	6
2.2. BASES TEÓRICAS – CIENTÍFICAS	7
2.2.1.Caracterización del macizo rocoso	7
2.1.2.Sistema de clasificación de Barton et al.....	8
2.2.2.Métodos de estabilidad gráficos	10
2.2.3.Historia del método de estabilidad gráfico	13
2.2.4.Metodología de Mathews.....	15
2.2.5.Metodología de Potvin	21
2.2.6.Efecto de esfuerzos inducidos en estabilidad	28
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS.....	40
2.4. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS.	42
2.4.1. Hipótesis General.....	42
2.4.2. Hipótesis Especificas	42
2.5. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES.....	42
2.5.1. VARIABLES INDEPENDIENTES:	42
2.5.2. VARIABLES DEPENDIENTES:	43
2.5.3. VARIABLES INTERVINIENTES:	43
2.6. DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLES E INDICADORES.....	44

CAPITULO III METODOLOGIA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. TIPO DE INVESTIGACION	45
3.2. METODOS DE LA INVESTIGACION	45
3.3. DISEÑO DE INVESTIGACION	46
3.4. POBLACION Y MUESTRA	46
3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCION DE DATOS.....	46
3.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS	46

3.7. TRATAMIENTO ESTADÍSTICO	47
3.8. SELECCIÓN, VALIDACIÓN Y CONFIABILIDAD LOS INSTRUMENTOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	47
3.9. ORIENTACIÓN ÉTICA.....	47

CAPITULO IV RESULTADOS Y DISCUSION

4.1. DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO EN CAMPO.....	48
4.1.1. UBICACIÓN	48
4.1.2. ACCESIBILIDAD	49
4.1.3. RESEÑA HISTORICA.....	52
4.1.4. FISIOGRAFIA.....	53
4.1.5. GEOMORFOLOGÍA.....	55
4.1.6. UNIDADES GEOMORFOLÓGICAS	56
4.1.7. DRENAJE.....	60
4.1.8. CLIMA.....	60
4.1.9. FLORA Y FAUNA.....	62
4.1.9.1 Flora.....	62
4.1.9.2 Fauna	62
4.1.10. RECURSOS NATURALES	64
4.1.11. GEOLOGIA REGIONAL	64
4.1.12. GENERALIDADES	64
4.1.13. ESTRATIGRAFIA.....	68
4.1.14. ROCAS INTRUSIVAS.....	79
4.1.15. GEOLOGIA ESTRUCTURAL.....	80
4.1.16. GEOLOGIA LOCAL	87
4.1.16.1 Estratigrafía	87
4.1.16.2. Rocas Intrusivas (Oligoceno)	95
4.1.17. Mineralización	98
4.2. PRESENTACIÓN, ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE LOS RESULTADOS	116
4.2.1. ANALISIS DE ESTABILIDAD GEOMECANICA DE TAJEOS	116
4.2.2. MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD.....	116
4.2.3. DETERMINACION DE Q', PARA EL TRAMO DE LAS GRILLAS117Tj-300W al TJ-100E	117
4.2.4. DETERMINACION DE Q', PARA EL TRAMO DE LAS GRILLAS Tj-300E al TJ-400E.....	121
4.3. PRUEBA DE HIPÓTESIS	123
4.4. DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	124
4.4.1. PROBABILIDAD DE FALLA SEGÚN MATHEWS	124
4.4.2.CONFIGURACIÓN GENERAL DE LA ESTABILIDAD DEL TAJEO:.....	125

CONCLUSIONES
RECOMENDACIONES
BIBLIOGRAFIA
ANEXOS

INDICE DE FIGURA

		Pág.
FIGURA 01:	Esquema General de Gráfico de Estabilidad Empírico, Modificado de (Mawdesley2002).....	12
FIGURA 02:	Esquema de Cálculo de Radio hidráulico.....	13
FIGURA 03:	Gráfico de Estabilidad de Mathews Et Al. (1981), Modificado (STEWART2005).....	15
FIGURA 04-06:	Factores de ajuste de Mathews. (1981).....	17
FIGURA 07:	Gráfico de estabilidad Steward y Forsyth (1995) modificado (Mawdesley2002).....	18
FIGURA 08:	Gráfico de estabilidad extendido, modificado de (Mawdesley, Trueman and Whiten 2001).....	20
FIGURA 09:	Líneas de isoprobabilidad estables, modificado de (Mawdesley, Trueman and Whiten 2001).....	21
FIGURA 10:	Gráfico de estabilidad modificado, modificado de (Potvin 1988).....	22
FIGURA 11:	Factor A. Factor de esfuerzo de roca A, para diferentes valores.....	23
FIGURA 12:	Factor B de ajuste por orientación de discontinuidades, para diferentes valores de α	24
FIGURA 13-14:	Factores C, Factor de ajuste por deslizamiento o gravitacional y deslizamiento o gravitacional.....	25
FIGURA 15:	Gráfico de estabilidad modificado de Nickson, modificado de (Nickson 1992).....	26
FIGURA 16:	Gráfico de estabilidad modificado de Nickson, modificado de (Nickson 1992).....	27
FIGURA 17:	Gráfico de estabilidad modificado Suorineni, modificado de (Suorineni 2010).....	27
FIGURA 18:	Gráfico de estabilidad modificado, casos con altos esfuerzos inducidos modificado de (Potvin 1988).....	28
FIGURA 19:	Gráfico de estabilidad modificado, casos en relajación, modificado de (Potvin 1988).....	30
FIGURA 20:	Factor de esfuerzos propuesto por Diederichs y Kaiser, modificado de (Diederichs and Kaiser 1999).....	31
FIGURA 21:	Comparación factor a potvin et al. (1981) con mitri et al.....	33
FIGURA 22:	Curvas de estimación de esfuerzos inducidos para cajas, modificado de Stewart y Forsyth (1995).....	36
FIGURA 23:	Definición de razón de aspecto y razón de esfuerzos para estimación de esfuerzos inducidos, modificado de Potvin (1988).....	37
FIGURA 24:	Curvas para estimación de esfuerzos inducidos en Cajas, modificado de Potvin (1988).....	38
FIGURA 25:	Curvas para estimación de esfuerzos inducidos en Cajas, modificado de Potvin (1988).....	39
FIGURA 26:	Curvas para estimación de esfuerzos inducidos en Techos, modificado de Potvin (1988).....	39
FIGURA 27:	Grilla construida con softare.....	41
FIGURA 28:	Regiones Morfoclimáticas, (Chorley et al., 1984).....	62
FIGURA 29:	Laguna Chinchaycocha Flora y Fauna (Parihuanas).....	63
FIGURA 30:	Columna Estratigráfico Regional.....	67
FIGURA 31:	Capas Rojas del Grupo Casapalca y Volcánico Calipuy FORMACIÓN HUAYLLAY (Np-h).....	73
FIGURA 32:	Bosque de Piedras Huayllay.....	75
FIGURA 33:	Depósitos Fluvioglaciares.....	77
FIGURA 34:	Depósitos Bofedales-Chinchaycocha.....	77
FIGURA 35:	Depósitos Coluviales.....	78
FIGURA 36:	Falla regional de sobre escurrimiento en la línea roja, notase las calizas del Jumasha (Mesozoico - Cretácico Inferior), las capas Rojas (Cenozoico – Terciario Inferior) y el Volcánico Calipuy; foto tomada mirando al Norte.....	86
FIGURA 37:	Las líneas de color amarillo delimitan el Conglomerado Bernabé (Horizonte Base - Formación Media del Grupo Casapalca), foto mirando al Norte.....	89

FIGURA 38:	Las líneas de color amarillo delimitan el Chert de Sevilla (Horizonte Central - Formación Media del Grupo Casapalca), foto mirando al Norte, flanco Oeste del Anticlinal Huarón – Animón.....	89
FIGURA 39:	Nótese el Conglomerado San Pedro (Horizonte Central - Formación Superior del Grupo Casapalca) sobreyace discordantemente sobre sedimentos conformados por areniscas y limolitas (Horizonte Base – Formación Superior del Grupo Casapalca). Vista Mirando hacia el Noreste.....	91
FIGURA 40:	Las líneas de color amarillo delimitan las rocas del Volcánico Calipuy que suprayace al intrusivo de composición.....	93
FIGURA 41:	Columna Estratigráfica Local de la Mina Islay (Ref. Área de Geología- Chungar).....	94
FIGURA 42:	Muestra de mano de la Veta Sur, con presencia de galena, esfalerita, platas rojas, calcita y rodocrosita.....	101
FIGURA 43:	Nótese la Veta Islay delimitada con líneas amarillas, con venillas de calcita y rodocrosita, se observa la textura brechada en marga gris.....	103
FIGURA 44:	Manto aflorando en el bloque Oeste con respecto a la Veta Islay, constituido por caliza silicificada con presencia de mineralización de gn.....	106
FIGURA 45:	Nótese la caliza gris silicificada con pequeños nódulos de chert, del Grupo Casapalca, dentro del cuerpo de mineralizado con trazas de gn.....	106
FIGURA 46:	En el corte esquemático se muestra el comportamiento diferenciado del emplazamiento.....	108
FIGURA 47:	Muestra de la Veta Islay: rodocrosita, cuarzo, galena argentífera, esfalerita, pirita, óxidos de hierro y de manganeso.....	109
FIGURA 48:	Muestra de la Veta Islay: galena argentífera, ef. y platas rojas.....	109
FIGURA 49:	Nótese la marga de color verdoso con fuerte Silicificación y moderada Cloritización.....	111

INDICE DE CUADRO

	Pág.
CUADRO 01: Principales sistemas de clasificación de macizo rocoso (Fuenzalida 2014).....	08
CUADRO 02: Cuadro 02. Clasificación de macizo rocoso mediante el índice Q.....	10
CUADRO 03: Principales modificaciones y mejoras del gráfico de estabilidad, Modificado de (Suorineni 2010).....	14
CUADRO 04: Operacional De Variables E Indicadores.....	44
CUADRO 05: Coordenadas UTM de Unidad Operativa.....	48
CUADRO 06: Accesibilidad a Unidad Operativa.....	49
CUADRO 07: Clasificación Climática de Koppen.....	61
CUADRO 08: Tabla de la Secuencia Paragenética De Islay.....	115
CUADRO 09: Configuración General De La Estabilidad Del Tajeo.....	125

INDICE DE MAPAS

	Pág.
MAPA 01: Mapa de ubicación de la Mina Islay.....	49
MAPA 02: Ubicación Y Acceso.....	50
MAPA 03: Plano Topográfico.....	51
MAPA 04: Lagunas Escalonadas-Imagen extraída del Google Earth.....	54
MAPA 05: Plano Geológico Regional.....	66
MAPA 06: Falla Reogionla Y Fallas Locales.....	81
MAPA 07: Anticlinal Animón-Huarón Imagen extraída de google Earth.....	83
MAPA 08: Esquema Estrutural General.....	85
MAPA 09: Plano Geológico Distrital Islay (Ref. Área de Geología)	97
MAPA 10: La mineralización se presenta con altos valores de Ag en la parte superior y disminuy rápidamente en profundidad.	102

INDICE DE ECUACIONES

	Pág.
ECUACIÓN 01: Sistema de clasificación Q (Barton, Lien and Lunde 1974)	8
ECUACIÓN 02: Factor de forma o Radio hidráulico.....	12
ECUACIÓN 03: Número de estabilidad, N.....	16
ECUACIÓN 04: Frontera estable-falla.....	20
ECUACIÓN 05: Frontera falla-falla mayor.....	20
ECUACIÓN 06: Número de estabilidad modificado.....	23
ECUACIÓN 07: Frontera de estabilidad Suorineni.....	26
ECUACIÓN 08: Maximum Stress Factor (Mitri et al. 2011)	32
ECUACIÓN 09: Modelo factor A (Mitri, Hughes and Zhang 2011)	32

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACION DEL PROBLEMA

El mal diseño de un sostenimiento hace peligrar las labores subterráneas, ocasionando en las operaciones mineras altos costos con una paralización temporal en los trabajos, elevándose el costo en el mantenimiento de los mismos, ocasionando pérdidas de materiales, equipos y personas.

Por lo que es importante realizar un buen diseño del dimensionamiento de las labores de los tajeos para que la planificación se cumpla con lo programado.

Es importante estudiar la serie de factores condicionantes y problemas de mecánica de rocas que controlan el dimensionamiento que si no se toman en cuenta pueden alterar significativamente las operaciones de extracción del mineral.

En el planeamiento de minado se considera la construcción y/o ejecución de labores mineras subterráneas y superficiales, por lo que es necesario, la cuantificación de las características geomecánicas del macizo rocoso, teniendo una justificación técnico- económica para una explotación racional, segura y rentable; estando además su utilización orientada a: diseño de labores mineras, diseño del método de explotación, selección de equipos, perforación y voladura, sostenimiento, relleno y drenaje, conservación del medio ambiente, productividad, economía y gestión.

Islay es una mina que produce concentrados de zinc, plomo y cobre. Se encuentra relacionada a una intensa actividad Tectónica, la mineralización está ubicado dentro de un anticlinal asimétrico de orientación $N25^{\circ}W$; el anticlinal está constituido por rocas sedimentarias del terciario inferior del grupo Casapalca (Capas Rojas), los cuales han sido plegados por fuerzas tectónicas cuya resultante están orientadas al $N65^{\circ}E$.

Los depósitos minerales están constituidos principalmente por vetas, las cuales se distribuyen en dos sistemas convergentes: ambos con dirección Este-Oeste pero con buzamiento al Norte y el otro con buzamiento al Sur.

La circulación de soluciones mineralizantes hidrotermales en diferentes épocas, han alterado argílicamente a las rocas provocando un mayor grado de inestabilidad de las labores por este fenómeno además la zona de estudio está emplazada en una

secuencia alterna de rocas sedimentarias, principalmente de limo arcillas calcáreas, estas presentan gran heterogeneidad en cuanto a sus propiedades geológico ingenieriles a veces provocando inestabilidad.

En Islay la roca es muy incompetente, de acuerdo a las evaluaciones geomecánicas, se presenta rocas de muy mala calidad, donde hacen que nuestra principal preocupación sea el riesgo de caída de rocas, derrumbes y / o asentamientos de gran magnitud.

Se tiene mucho cuidado de examinar y definir las aberturas máximas, los tiempos de auto-soporte, y determinar el distanciamiento entre perno y perno; esto nos ha permitido llevar las excavaciones en las labores a sección completa de hasta 20.0m de ancho por 5.50m de altura, permitiendo el incremento de la producción sin descuidar la seguridad.

El sostenimiento en las labores mineras es principalmente con concreto lanzado (shotcrete) pernos de compresión y fricción axial (Hydrabolt), malla electro-soldada. De ser necesario se aplica otros elementos de sostenimiento como Jack Pot, cimbras metálicas y Jack Pat de acuerdo al diseño establecido en el presente estudio.

1.2. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

Este trabajo de tesis se justifica por la importancia de determinar la estabilidad en los tajeos empleando el método gráfico y asimismo se puede determinar el sostenimiento de las labores mineras para su explotación con una seguridad minera que genere una explotación sin pérdidas humanas y económicas con ello se lograra una continua operación minera.

Como todo estudio el presente trabajo solo está limitado a la zona de estudio y los resultados solo serán aplicados a la zona de estudio.

1.3. FORMULACION DEL PROBLEMA

1.3.1. PROBLEMA GENERAL

¿El análisis geomecánico determinara la estabilidad en los tajeos de la veta sur del Nv -320 al – Nv 280 de la Unidad minera Islay?

1.3.2. PROBLEMAS ESPECIFICOS

¿El Método Gráfico de Estabilidad (MGE), puede evaluar la estabilidad de los tajeos?

¿Las características geológicas en la Mina Islay, pueden determinar las dimensiones de los tajeos?

1.4. FORMULACION DE OBJETIVOS

1.4.1. OBJETIVO GENERAL

El objetivo de la presente investigación es:

Determinar la estabilidad de los tajeos de la veta sur del Nv -320 al – Nv 280 de la unidad minera Islay.

1.4.2. OBJETIVOS ESPECIFICOS

- Evaluar las características geológicas de la unidad minera de Islay.
- Evaluar la estabilidad de los tajeos por el método MGE.

1.5. JUSTIFICACION DE LA INVESTIGACIÓN

El presente trabajo se realiza para brindar una solución integral de seguridad minera, determinando las dimensiones óptimas de los tajeos que permitan la estabilidad del macizo rocoso y recomendar el posible sostenimiento de las labores de explotación y presentar como tesis a la UNDAC.

1.6. LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN

Los resultados del presente estudio solo se aplican para la zona de estudio, los modelos geológicos no son uniformes ya que este presenta en una tipo de roca de brecha fretomagmática y no son compactas.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. ANTECEDENTES DE ESTUDIO

El presente estudio ha sido desarrollado por el Departamento de Geomecánica de Empresa Administradora Chungar S.A.C.; en base a la experiencia desarrollada en seis años de trabajo en las operaciones; las investigaciones, los datos, las pruebas, el seguimiento, los controles y el análisis como la interpretación, han sido realizado por los geomecánicos de la mina, el objetivo fue participar dentro de la etapa de diseño, del control y de las operaciones mineras; cuyos resultados fueron evidenciados claramente por los logros obtenidos en la seguridad, el medio ambiente y en el desarrollo del sistema de explotación de Islay.

Dichos estudios serán empleados en la presente investigación.

2.2. BASES TEÓRICAS – CIENTÍFICAS

2.2.1. Caracterización del macizo rocoso

Los sistemas de clasificación fueron desarrollados a partir de la necesidad de unificar y cuantificar las características de un macizo en un indicador que permitiera a geomecánicos hablar un lenguaje común. Los principales indicadores combinan mediciones de roca intacta con características de discontinuidades para asignar un puntaje al macizo rocoso con el cual se puede saber que tan competente es éste. Los sistemas también permiten relacionar experiencia de condiciones de rocas de un sitio a otro y derivar datos cuantitativos y guías para el diseño ingenieril. La tabla siguiente muestra los principales sistemas de clasificación utilizados en el área de la geomecánica, posteriormente solo se detallarán el sistema Q (Barton et al. 1974) ya que es utilizado por los métodos de estabilidad gráficos sobre los cuales se hablará en la siguiente sección.

Cuadro 01. Principales sistemas de clasificación de macizo rocoso (Fuenzalida 2014)

Sistema	Autor	Descripción
RQD (Rock Quality Designation)	(Deere et al. 1966)	Mide largos de trozos recuperados mayores a 10 cm, dividido por el largo total del testigo.
RMR (Rock Mass Rating)	(Bieniawski 1974)	Integra sumas de puntajes por: UCS, RQD, espaciamiento, condición y orientación de discontinuidades y aguas subterráneas.
MRMR (Mining Rock Mass Rating)	(Laubscher 1977)	Agrega al RMR, esfuerzos in-situ e inducidos y efecto de tronadura y alteración
GSI (Geological Strength Index)	(Hoek 1994)	Desarrollado para escalar la resistencia del macizo rocoso de acuerdo al criterio Hoek&Brown.
Q (Rock Tunneling Index)	(Barton, Lien and Lunde 1974)	

2.1.2 Sistema de clasificación de Barton et al.

Barton, Lien y Lunde (1974) del instituto geotécnico noruego desarrollaron la clasificación NGI que define el sistema de clasificación de macizo Q. El Q de Barton puede tomar valores entre 0.001 (para suelo excepcionalmente malo) a 1000 (para macizos rocoso excepcionalmente buenos) y está compuesto de 6 parámetros independientes, cada uno tiene asociado un puntaje los cuales pueden ser estimados realizando mapeos sobre superficies expuestas del macizo. el índice Q puede ser calculado utilizando la siguiente expresión:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF}$$

Ecuación 1: Sistema de clasificación Q (Barton, Lien and Lunde 1974)

El cociente (RQD/J_n) representa el grado de fracturamiento y el tamaño de los bloques que forman el macizo. El cociente J_r/J_a toma en cuenta la resistencia al corte de las juntas. Mientras que (J_w/SRF) representa el efecto de los esfuerzos y la presencia de agua en el macizo rocoso. Los factores individuales se describen a continuación.

- RQD : Rock Quality designation, mide el largo de trozos de roca intacta mayores a 10 cms, en un metro.
- J_n : Número de sistemas de discontinuidades, cuantifica el efecto del número de sistemas de discontinuidades en el macizo.
- J_r : Número de rugosidad, caracteriza la forma y la irregularidad de la superficie de las discontinuidades.
- J_a : Número de alteración, Considera la presencia de relleno y la condición de la superficie de las juntas.
- J_w : Número de agua en discontinuidades, toma en cuenta la presencia de presión de agua en el macizo.
- SRF : Factor de reducción por esfuerzos, toma en cuenta la influencia del campo de esfuerzos subterráneo aplicado sobre el macizo.

En los Anexos se pueden encontrar las guías desarrolladas por Barton para la asignación de puntajes. Finalmente siguiente muestra la clasificación de macizo según el rango de puntaje de Q.

Cuadro 02. Clasificación de macizo rocoso mediante el índice Q

Rango Q		Macizo Rocosos
0.001	0.01	Excepcionalmente Pobre
0.01	0.1	Extremadamente Pobre
0.1	1	Muy Pobre
1	4	Pobre
4	10	Regular
10	40	Bueno
40	100	Muy Bueno
100	400	Extremadamente Bueno
<u>400</u>	<u>1000</u>	<u>Excepcionalmente Bueno</u>

2.2.2. Métodos de estabilidad gráficos

Existen distintos tipos de excavaciones subterráneas tales como: tajeos con y sin acceso de personal, chimeneas, túneles mineros, túneles de carreteras, cavernas para almacenamiento de residuos nucleares, etc. Para la ejecución de cualquiera de estas obras es necesario contar con métodos de diseño que se adapten a diferentes

contextos geomecánicos y que cuenten con cierto grado de confiabilidad dependiendo del uso.

El desarrollo de sistemas de clasificación de macizo rocoso jugó un rol importante en la historia de la geomecánica aplicada. Los primeros sistemas: el Sistema RMR (Bieniawski 1974) y el sistema Q (Barton, Lien and Lunde 1974), dividieron el macizo rocoso en distintos parámetros cuantificables caracterizando las propiedades del macizo. Esto entregó por primera vez un lenguaje común para la recolección sistemática de información geotécnica en distintos escenarios geológicos además de hacer posible el desarrollo de modelos empíricos para la predicción de la estabilidad de excavaciones subterráneas.

Esta sección se centrará en la revisión de los principales métodos utilizados en el diseño de tajeos abiertos. Estos métodos han sido largamente utilizados y actualizados por más de tres décadas desde el desarrollo de la primera metodología propuesta por Mathews (Mathews et al. 1981).

Los métodos de estabilidad gráficos corresponden a una herramienta empírica de diseño en donde se relacionan el tamaño de la geometría excavada con la competencia del macizo rocoso junto con una definición de estabilidad. La Figura siguiente muestra un esquema general de un gráfico de estabilidad empírico el cual está compuesto de un conjunto de datos históricos de los cuales se posee información

de la calidad de macizo, geometría y condición de estabilidad. Se identifican casos históricos estables e inestables según el criterio utilizado en la recolección de datos. Una vez graficados los datos es posible identificar una frontera que divide las zonas de influencia de los casos estables de los inestables.

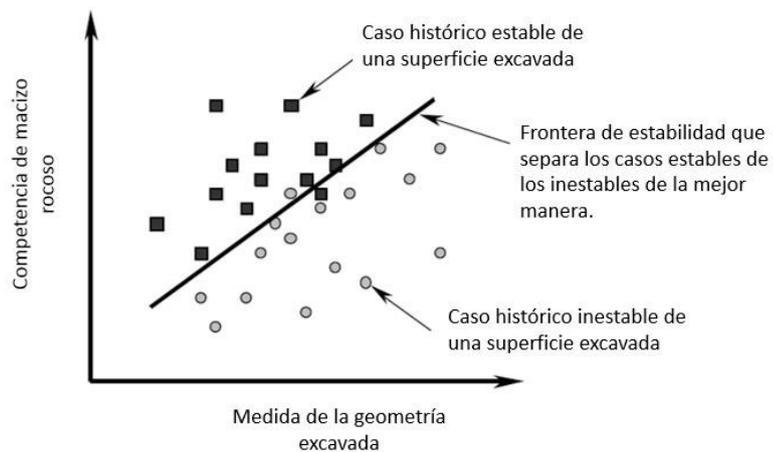


Figura 01. Esquema general de gráfico de estabilidad empírico, Modificado de (Mawdesley 2002)

La medida de la geometría excavada se mide comúnmente utilizando el radio hidráulico el cual corresponde a cuantifica la extensión de la superficie relativa a su forma.

$$Rh = \frac{\text{Área}_{pared}}{\text{Perímetro}_{pared}}$$

Ecuación 2: Factor de forma o Radio hidráulico

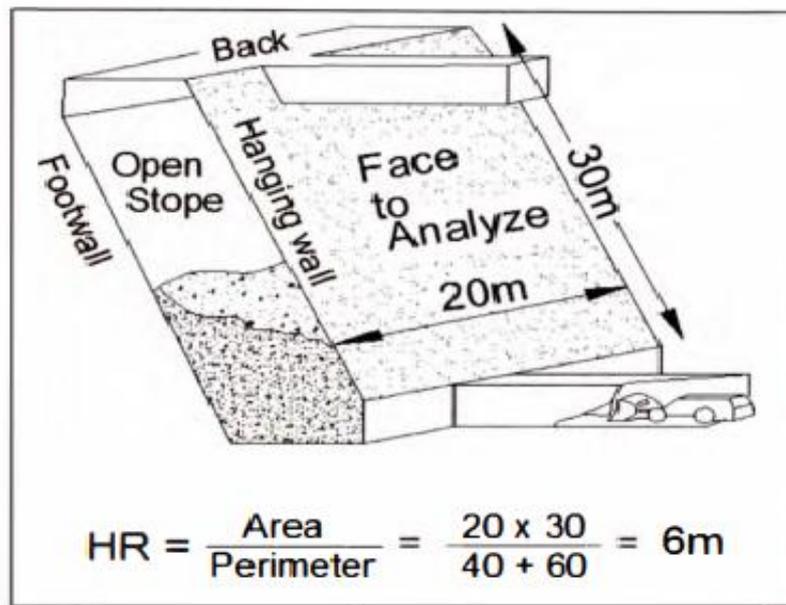


Figura: 02. Esquema De Cálculo De Radio Hidráulico.

Por su parte la competencia del macizo rocoso es evaluada comúnmente utilizando un sistema de clasificación de macizo (Q de Barton o RMR de Laubscher por ejemplo) junto con otros factores de ajuste relevantes para la estabilidad de la excavación los cuales varían dependiendo de la metodología empírica utilizada.

2.2.3. Historia del método de estabilidad gráfico

Desde el primer gráfico propuesto por Mathews et al. (1981) hasta la fecha, diversos autores han presentado actualizaciones o cambios a la metodología de manera de mejorar la capacidad de predicción de los gráficos de estabilidad.

Las actualizaciones del gráfico de estabilidad han sido principalmente orientadas a la recolección de casos históricos de tajeos explotados.

En su primera versión el gráfico contaba con 26 casos, mientras que la base de datos más reciente cuenta con 485 casos provenientes de diferentes faenas a lo largo del mundo. Por su parte los cambios más relevantes se han enfocado a resolver las limitaciones de los distintos factores. Sin embargo a lo largo de los años no ha existido un consenso general con respecto a cuál de los gráficos de estabilidad utilizar. De acuerdo a Suorineni (2010) algunos autores prefieren el gráfico de estabilidad original desarrollado por Mathews argumentando que no hay una diferencia significativa entre factores recalibrados y los originales.

Cuadro 03. Principales modificaciones y mejoras del gráfico de estabilidad, Modificado de (Suorineni 2010)

Periodo	Desarrollos	Autor
1980-1985	Introducción del Gráfico de Estabilidad: 26 casos históricos.	Mathews et al.
1985-1990	Calibración de factores de ajuste y fronteras: 175 casos históricos.	Potvin.
1990-1995	Redefinición de zonas de transición. Primera definición parcial estadística de las fronteras.	Nickson.
1995-2000	Redefinición de las zonas de transición.	Stewart y Forsyth.
	Segunda definición parcial estadística de las fronteras.	Hadjigeorgiou et al.
2000-2005	Calibración de curvas de dilución ELOS	Clark y Pakalnis
	Incorporación de Factor D de daño por esfuerzos inducidos.	Sprott et al.
	Expansión de los casos de la base de datos a 400.	Mawdesley et al.
	Análisis estadístico completo usando regresión logística	Mawdesley
	Modelamiento Numérico para validar Factor de Ajuste B	Bewick y Kaiser
2005-a la fecha	Modificación del Factor de ajuste A de esfuerzos.	Mitri

2.2.4. Metodología de Mathews

Mathews et al. (1981) desarrolló el primer gráfico de estabilidad empírico. El estudio abarcó la recolección de información geométrica y geotécnica de 26 tajeos explotados a más de 1000 metros de profundidad.

La Figura siguiente muestra el gráfico desarrollado por Mathews et al (1981) en donde se identifican 2 fronteras de estabilidad que dividen el gráfico en 3 zonas:

- Zona estable: La excavación se mantiene en buen estado sin utilización de soporte, o sólo con necesidad local de soporte.
- Zona potencialmente inestable: La excavación presenta falla localizada, pero tiende a formar arcos mecánicos estables. Sumando la utilización de soporte puede disminuir el riesgo de falla.
- Zona de potencial hundimiento: La excavación falla y no logra estabilizarse antes del relleno de toda la cavidad.



Figura 03. Gráfico de estabilidad de Mathews et al. (1981), modificado de (Stewart 2005)

Para ubicar los casos históricos en éste gráfico es necesario el desarrollo de 2 factores propuestos por la metodología de Mathews:

- Factor de forma o Radio hidráulico: definido como la razón entre el área y el perímetro de la superficie
- Número de estabilidad N: Combina distintos factores geotécnicos para cuantificar la capacidad de una superficie para mantenerse estable. El número de estabilidad puede calcularse mediante la Ecuación 3, donde A, B y C son factores que toman en cuenta el estado de esfuerzos inducidos, la orientación de los sets de discontinuidades y la gravedad, respectivamente, mientras que Q' corresponde a una modificación del sistema de clasificación de macizo rocoso Q (Barton 1974), en donde los factores SRF y J_n adquieren un valor de 1.

Ecuación 3: Número de estabilidad, N

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

El factor de esfuerzos A reemplaza al factor SRF del Sistema de clasificación Q y está basado en la razón entre la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta (σ_{UCS} [Mpa]) y el máximo esfuerzo inducido actuando paralelo a la superficie (σ_i [Mpa]). El factor B considera la orientación del set estructural más crítico relativo a la orientación de la superficie del tajeos. Finalmente el factor C está basado en el efecto que ejerce la gravedad sobre la estabilidad de la superficie del tajeos. Finalmente, el Factor C representa el ajuste por

inclinación de las paredes y es calculado gráficamente a través de la inclinación de la pared en evaluación. En la Figura 03, 04 y 05. Siguiendo se muestra los gráficos utilizados para realizar el cálculo de de estos factores.

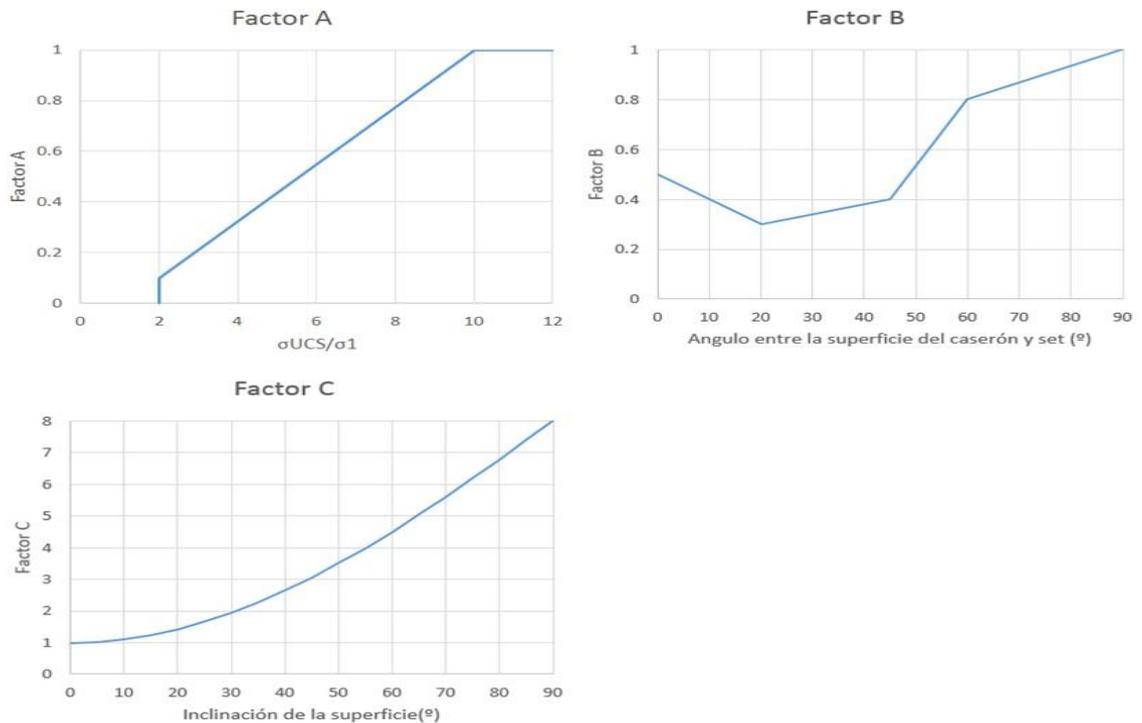


Figura 04,05 y 06 Factores de ajuste de Mathews. (1981)

Steward y Forsyth (1995) actualizaron la base de datos original convirtiendo los casos históricos del gráfico de estabilidad modificado (el cual se revisará más adelante) al número de estabilidad de Mathews (N) y graficándolos en el gráfico de estabilidad de Mathews. Basándose en estos nuevos casos Steward y Forsyth (1995) delinearon nuevas fronteras en el gráfico de estabilidad de Mathews, sin embargo, los autores advirtieron que los nuevos límites fueron trazados “a mano” sin la utilización de un procedimiento riguroso.

En la figura siguiente se muestra el gráfico de estabilidad desarrollado por Steward y Forsyth en donde se delimitan 4 zonas de estabilidad:

- Potencialmente estable: Las superficies se encuentran totalmente soportadas sin la necesidad de refuerzo, con una mínima dilución (<10%).
- Potencialmente inestable: Superficies requieren cierto tipo de soporte. La extensión del soporte determinará la falla asociada a dilución (10 a 30%).
- Potencial falla mayor: Superficies requieren refuerzo extensivo (dilución mayor a 30%).
- Potencial hundimiento: En esta zona el refuerzo no es útil ya que las superficies continuarán fallando hasta que no existan espacios abiertos remanentes o la falla haya conectado con la superficie.

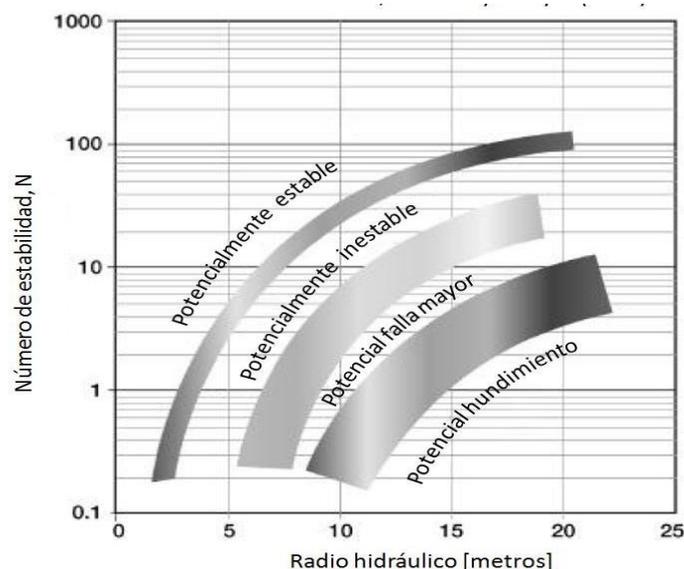


Figura 06. Gráfico de estabilidad Steward y Forsyth (1995) modificado de (Mawdesley 2002)

Los usuarios del gráfico original de Mathews indicaban que el método no era capaz de determinar de manera correcta la extensión del nivel de hundimiento para minas explotadas mediante block caving, es decir, la frontera no entregaba áreas lo suficientemente extensas para propagar el hundimiento (Stewart and Forsyth 1995). Al comparar el gráfico de Mathews con el de Stewart y Forsyth es posible apreciar que la zona de potencial hundimiento, en este último, se encuentra ubicada a radio hidráulicos mayores y N menores esto fue obtenido utilizando una aproximación del gráfico de (Laubscher 1990) el cual refleja de buena manera casos históricos de block caving.

Autores como (Trueman et al. 2000) y (Mawdesley et al. 2001) extendieron el gráfico de estabilidad original de Mathews incrementando el número de casos históricos desde 176 a 485, todos los nuevos casos fueron calculados a partir de los factores de ajuste originales propuestos por Mathews et al. (1981). Por su parte 100 de los casos modificados y agregados desde el gráfico de Potvin (1988) por Stewart y Forsyth (1995) fueron desechados debido a que no poseían información consistente.

Mawdesley (2001) llevó a cabo regresiones logísticas a la base de datos extendida para delinear las zonas de estabilidad de manera estadística (Figura siguiente) y para determinar líneas de isoprobabilidad para escenarios estables, falla menor y falla mayor (Figura que muestra curvas de isoprobabilidad para el caso estable). Una de las ventajas en el uso de regresiones logísticas es que la incerteza en la aplicación del método de

Mathews puede ser cuantificada dentro de un amplio rango de geometrías de tajeo y condiciones de macizo rocoso lo cual no era posible anteriormente.

El gráfico de estabilidad extendido de Mathews (Figura siguiente) posee una escala logarítmica tanto el eje horizontal como el vertical ya que ofrece una imagen más clara de las zonas. Las fronteras estable-falla y falla-falla mayor quedan definidas por las siguientes funciones (Mawdesley 2002):

$$\ln(N) = -1.56 + 1.82 \cdot \ln(RH)$$

Ecuación 4: Frontera estable-falla

$$\ln(N) = -7.01 + 1.82 \cdot \ln(RH)$$

Ecuación 5: Frontera falla-falla mayor

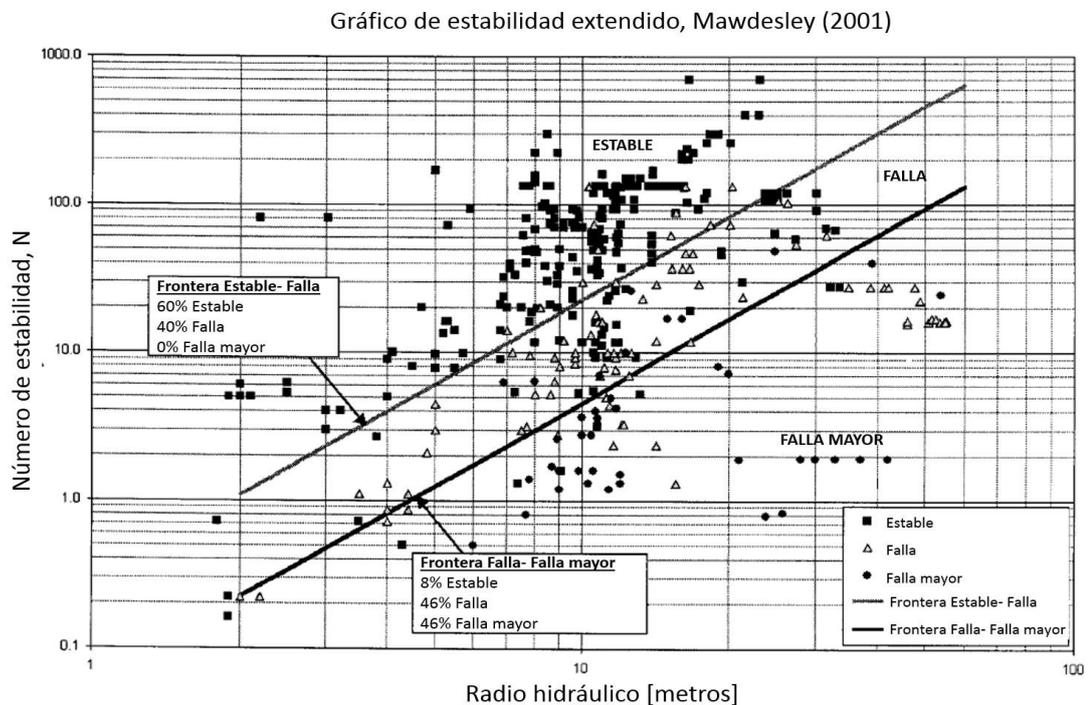


Figura 07. Gráfico de estabilidad extendido, modificado de (Mawdesley,

Trueman and Whiten_2001)

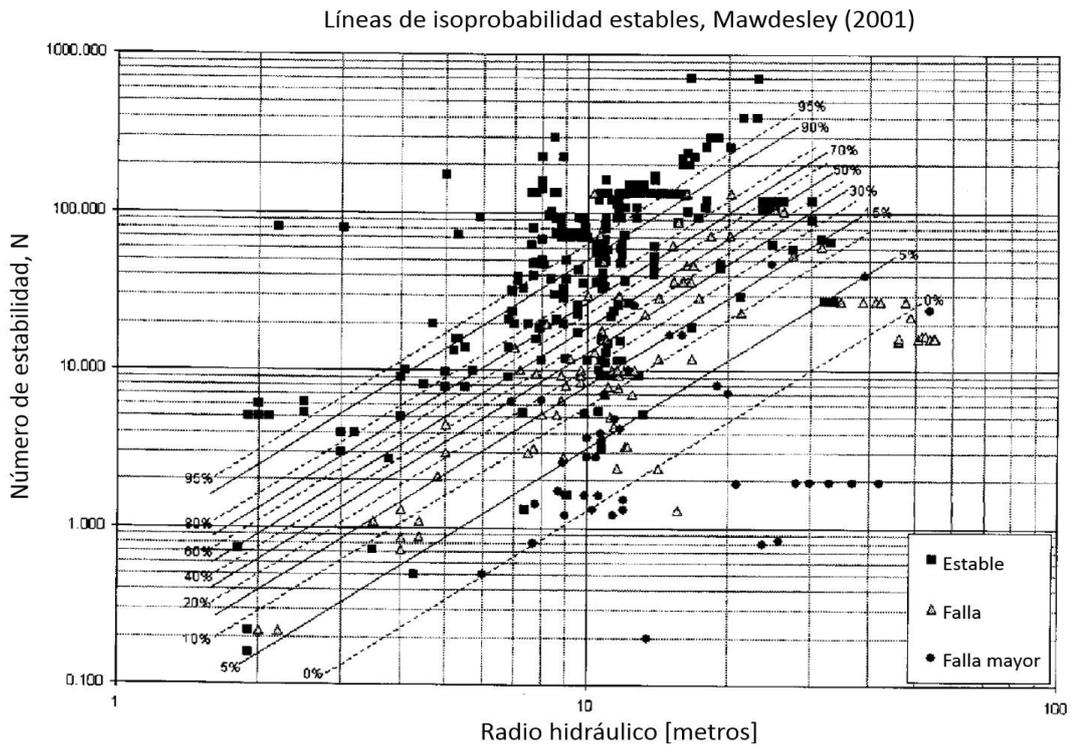


Figura 08. Líneas de isoprobabilidad estables, modificado de (Mawdesley, Trueman and Whiten 2001)

2.2.5. Metodología de Potvin

Potvin (1988) propuso un gráfico de estabilidad modificado del gráfico original de Mathews. El objetivo Principal de su estudio fue desarrollar un modelo geomecánico valido que pudiera predecir la estabilidad de tajeos abiertos en el contexto geológico canadiense, para esto Potvin se basó en 176 casos históricos de tajeos sin soporte y 66 casos con soporte recolectados de faenas de sublevel stoping en Canadá. La Figura siguiente muestra el gráfico estabilidad modificada

junto con los casos históricos sin soporte, en éste se identifican 3 zonas de estabilidad:

- Zona estable: Estabilidad con pequeños desprendimientos locales, que no necesita de mayor soporte o refuerzo.
- Zona inestable: Se generan desprendimientos locales que pueden ser considerables hasta lograr la geometría de arco mecánico estable. Se aconseja la utilización de soporte y refuerzo.
- Zona de hundimiento: Inestabilidad potencial, donde puede ocurrir desprendimientos a lo largo de toda la pared de manera de inhabilitar la actividad minera en el sector.

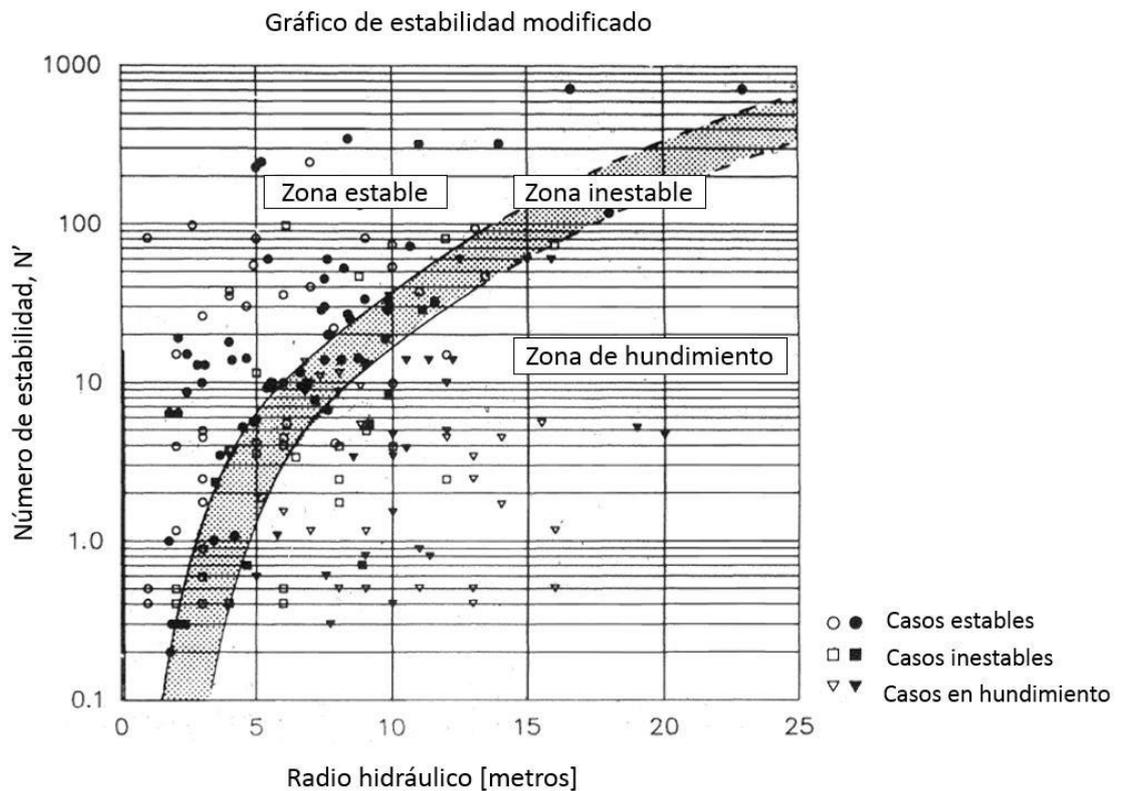


Figura 10. Gráfico de estabilidad modificado, modificado de (Potvin 1988)

Para ubicar los casos históricos en éste gráfico, al igual que en la metodología de

Mathews, es necesario el desarrollo de 2 factores: número de estabilidad modificado (N') y radio hidráulico. El número N' es obtenido de manera similar al N de Mathews, sin embargo difieren en el cálculo de los factores de ajuste.

Ecuación 6: Número de estabilidad modificado

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

El factor de esfuerzo en la roca A, representa a los esfuerzos que están actuando sobre las caras libres del tajeo abierto en profundidad. Este factor es determinado a partir de la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta, denominado " σ_c " y el esfuerzo inducido actuante paralelo a la cara expuesta del tajeo bajo condición de análisis, denominado " σ_1 ". La resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta puede ser estimada en el campo o mediante ensayos de laboratorio de mecánica de rocas. El esfuerzo inducido se establece a partir de un modelamiento numérico o se estima usando valores de esfuerzos in-situ medidas o asumidas.

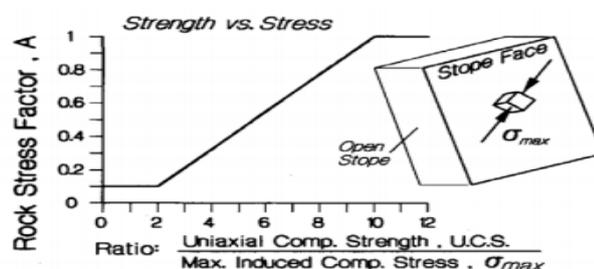


Figura 11. Factor A. Factor de esfuerzo de roca A, para diferentes valores

Calculo del factor de ajuste por orientación de discontinuidades B Este factor toma en cuenta la influencia de las discontinuidades sobre la estabilidad de las caras del tajeo. Muchos casos de fallas estructurales controladas ocurren a lo largo de discontinuidades críticas, las cuales forman un pequeño ángulo con la superficie libre. Mientras el ángulo entre la discontinuidad y la superficie sea más pequeño, más fácil será que el puente de roca intacta, se rompa por efecto de la voladura, esfuerzos o por otro sistema de discontinuidades. Cuando el Angulo se aproxima a cero, aumenta ligeramente la resistencia, pues los bloques de roca diaclasada actúan como una viga o losa. La influencia de las discontinuidades críticas sobre la estabilidad de la superficie de excavación es mayor cuando el rumbo es paralelo a la superficie libre, y es menor cuando los planos son perpendiculares entre sí. El factor B, que depende de la diferencia de entre la orientación de la discontinuidad crítica y cada cara del tajeo.

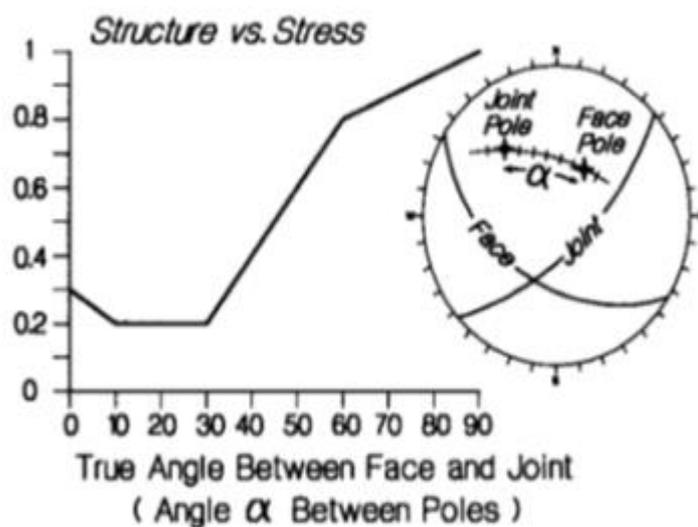


Figura 12. Factor B de ajuste por orientación de discontinuidades, para diferentes valores de α

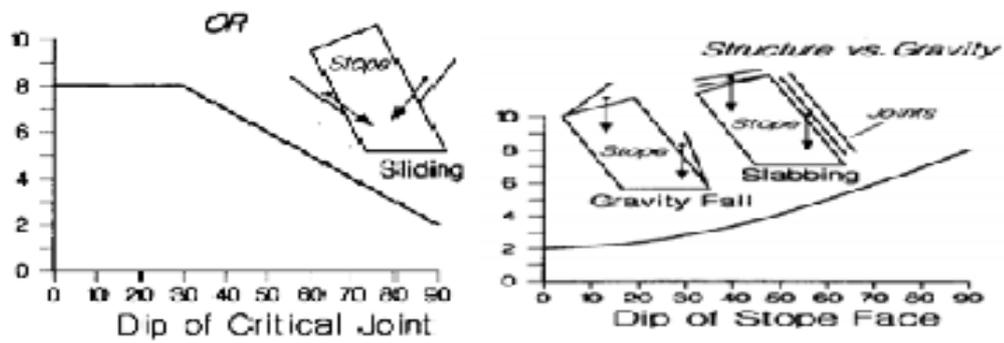


Figura 13 y 14. FACTORES C, Factor de ajuste por deslizamiento o gravitacional y deslizamiento o gravitacional

Factores de ajuste de Potvin

Nickson (1992) expandió la base de datos original de Potvin con 13 casos históricos sin soporte y 46 casos con soporte de 13 faenas canadienses, estadounidenses e irlandesas. Las 3 zonas de estabilidad definidas por Potvin fueron modificadas por Nickson (1992) el cual delimitó 5 zonas de estabilidad que por primera vez consideraban soporte:

- Estable
- Zona de transición sin soporte
- Estable con soporte
- Zona de transición con soporte
- Zona de hundimiento

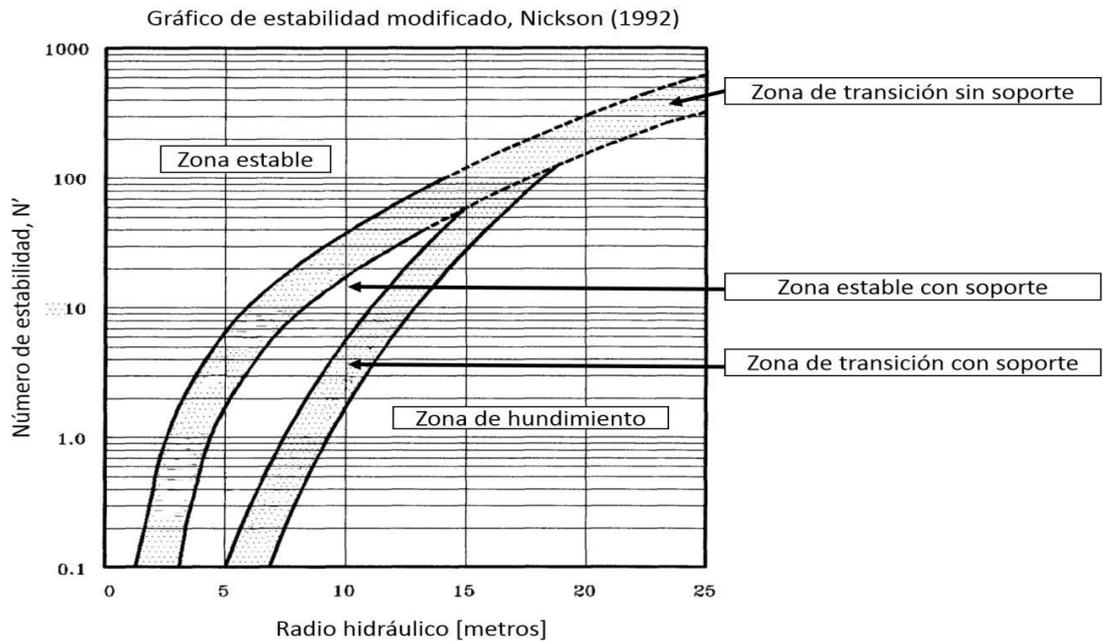


Figura 15. Gráfico de estabilidad modificado de Nickson, modificado de (Nickson 1992)

Hadjigeorgiou et al. (1995) actualiza el gráfico de estabilidad basado en un total de 228 casos históricos. Esta base de datos fue trabajada estadísticamente utilizando el método de análisis discriminante. La Figura siguiente muestra el gráfico de estabilidad de Hadjigeorgiou et al. (1995) y las nuevas fronteras obtenidas.

Suorineni (1998) ocupa la función de verosimilitud para definir la frontera de estabilidad, utilizando el número de estabilidad modificado N'

$$RH = 10^{(0.4905 - 2\log(\Delta) + 0.3738\log(N'))}$$

Ecuación 7: Frontera de estabilidad Suorineni

Donde Δ es la razón entre la probabilidad de ser estable y la probabilidad de ser inestable. Una razón de 1 tiene igual probabilidad de ser estable o inestable y resultaría en una frontera similar a la propuesta por Nickson 1992.

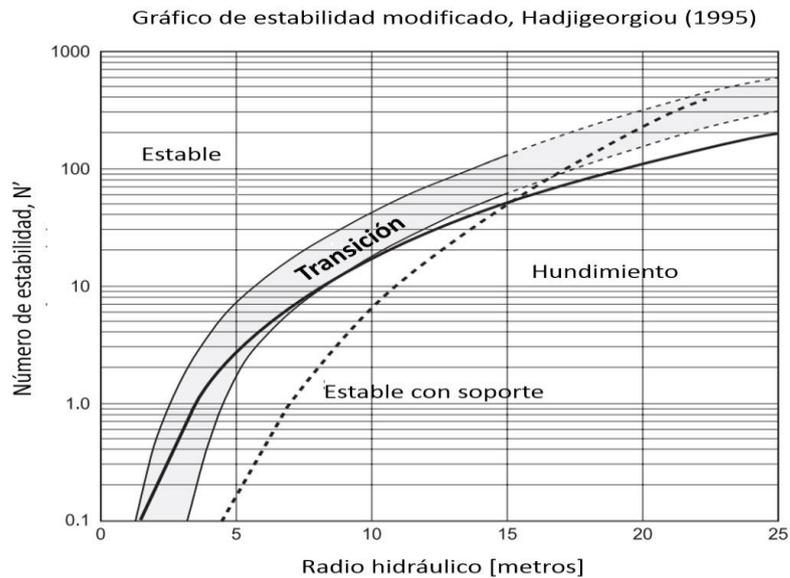


Figura 16. Gráfico de estabilidad modificado (Hadjigeorgiou et al. 1995), modificado de (Potvin and Hadjigeorgiou 2001)

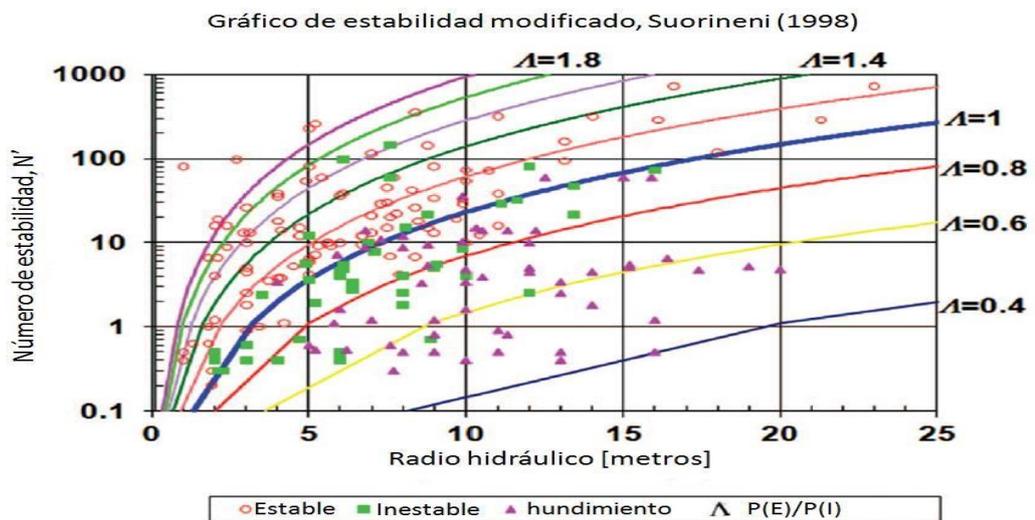


Figura 17. Gráfico de estabilidad modificado Suorineni, modificado de (Suorineni 2010)

2.2.6. Efecto de esfuerzos inducidos en estabilidad

2.2.6.1. Esfuerzos compresivos

El factor de esfuerzos reemplaza al factor SRF del Sistema de clasificación Q y toma principalmente en cuenta el efecto de los esfuerzos compresivos ejercidos sobre las paredes de los tajeos. Altos esfuerzos compresivos ejercidos sobre el macizo rocoso pueden ocasionar falla o agrietamiento de la roca intacta, corte a lo largo de discontinuidades pre-existentes, rotación de bloques o cualquier combinación de las anteriores. La complejidad y variabilidad de estos fenómenos hacen difícil reproducirlos, con un cierto nivel de precisión, en un modelo empírico. La aproximación de Mathews et al. (1981) escala el esfuerzo inducido tangencial paralelo a la excavación (σ_i) con la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta (σ_{UCS}). Esto sugiere que el efecto del esfuerzo compresivo es proporcional a la magnitud relativa del esfuerzo tangencial normalizado con el σ_{UCS} (Potvin 1988).

Al comparar el factor de esfuerzos de Mathews (Figura 9) con el de Potvin (Figura 14) se puede apreciar una que para valores de σ_i/σ_{UCS} mayores a 2 son exactamente iguales, sin embargo la diferencia se da a valores menores a 2 en donde Mathews et al. (1981) asigna un valor de 0 ya que asume falla automática, mientras que Potvin (1988) asigna un valor de 0.1 justificando que existen diversos casos de tajeos en los cuales los esfuerzos inducidos sobre el techo son altos pero se mantienen estables debido a que

poseen dimensiones pequeñas. Estos casos se presentan en la Figura 18 con los cuales Potvin (1988) concluye que su calibración parece ajustarse bien.

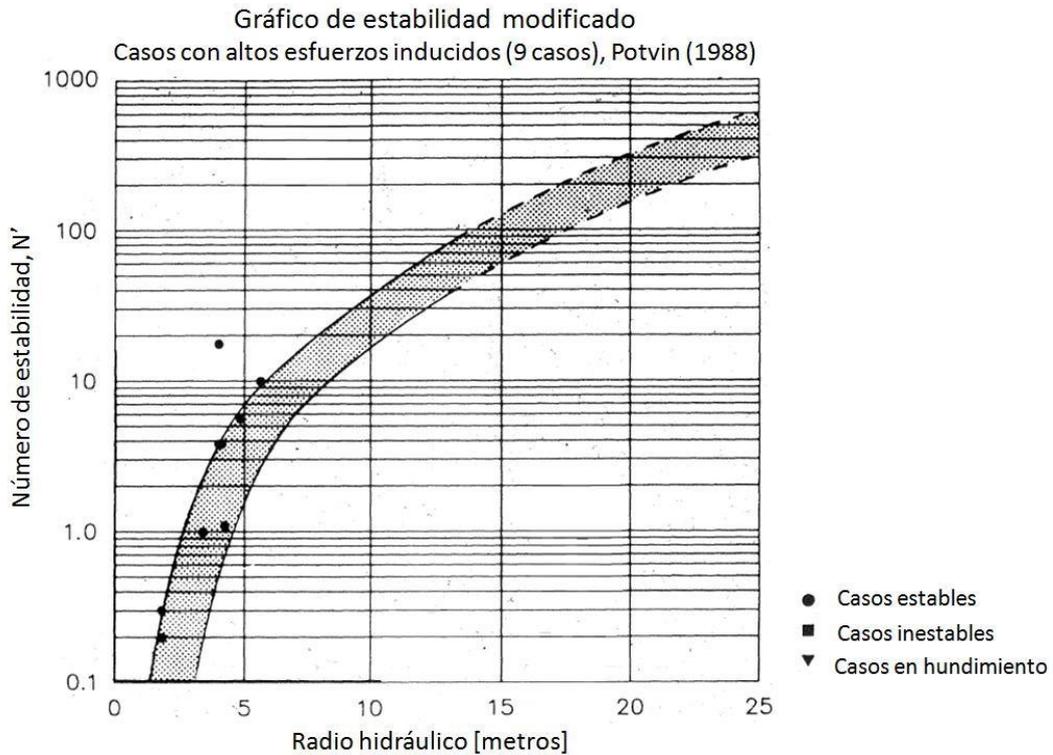


Figura 18: Gráfico de estabilidad modificado, casos con altos esfuerzos inducidos modificado de (Potvin 1988)

2.2.6.2. Esfuerzos de tracción

Las zonas de relajación se crean en las paredes de tajeos longitudinales cuando la razón de esfuerzos in-situ “K” es mayor que 1. Como la roca intacta y las discontinuidades tienen una baja resistencia a la tracción este estado de esfuerzos no es propicio para realizar labores mineras. Los esfuerzos de tracción abren las discontinuidades pre-existentes o inducen nuevas fracturas a través de la roca intacta creando una zona de relajación en donde los bloques individuales tienen mayor

libertad de movimiento volviéndose susceptibles a la acción de la gravedad debido al estado de desconfinamiento.

En la metodología original de Mathews los esfuerzos de relajación actuando en las paredes de un tajeo no son tomados en cuenta por lo cual se les asigna un valor de A igual a 1.

Potvin (1988) concuerda con Mathews et al. (1981) y sugiere que la influencia del estado de relajación se encuentra indirectamente representado por el radio hidráulico y el factor de ajuste por gravedad C. Los casos históricos en relajación estudiados por Potvin (1988) se presentan en la Figura 19, con esta el autor concluye que no se justifica un ajuste para el factor de esfuerzos para los estados de esfuerzos en relajación ya que se aprecia que la ubicación de los casos históricos concuerda con las zonas de estabilidad trazadas.

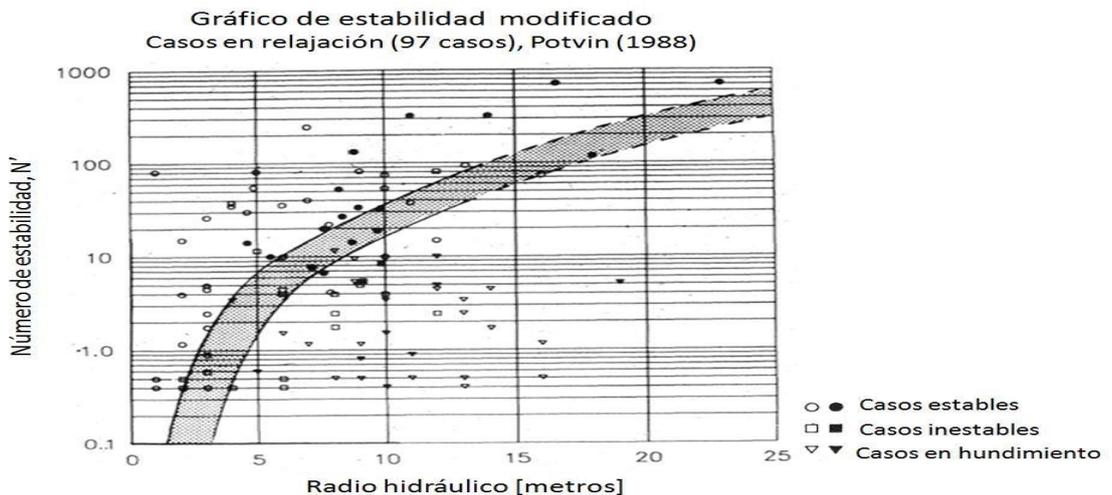


Figura 19: Gráfico de estabilidad modificado, casos en relajación, modificado de (Potvin 1988)

Diederichs y Kaiser (1999) propusieron un cambio al factor A para tomar en consideración los esfuerzos de tracción actuando sobre las paredes de un tajeo (Figura 20). Sin embargo Steward (2001) rechaza la validez de este factor debido a que entrega peores resultados que al utilizar el factor A propuesto por Mathews et al. (1981)

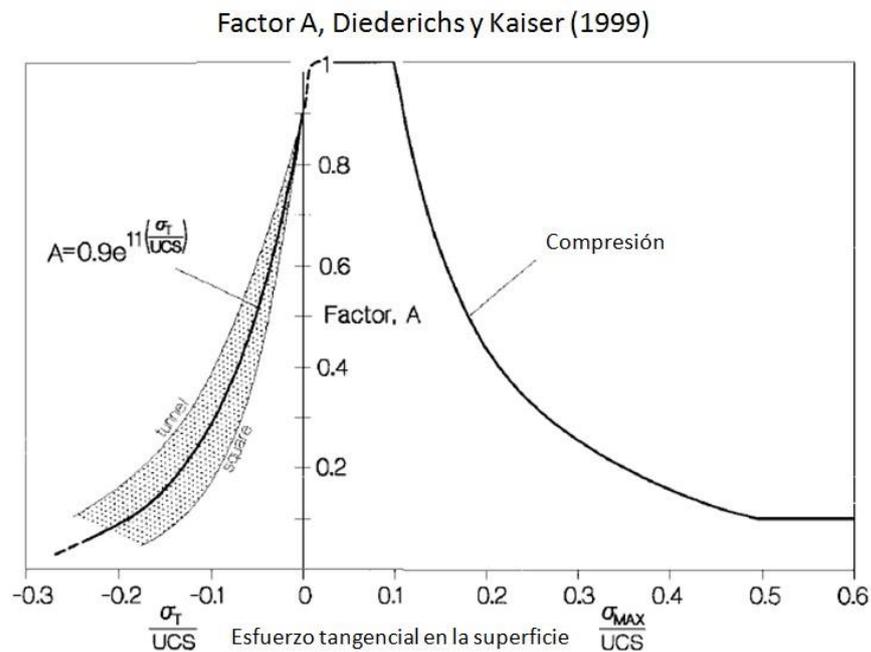


Figura 20: Factor de esfuerzos propuesto por Diederichs y Kaiser, modificado de (Diederichs and Kaiser 1999)

Por su parte Mitri et al. (2011) señala que los estados de esfuerzos en relajación no son para nada beneficiosos para la estabilidad de excavaciones y que para tajeos esbeltos los esfuerzos de tracción producen la pérdida de las fuerzas de cohesión a lo largo de hangingwalls y footwalls lo cual trae como resultado sobre-excavación y dilución indeseada. Mitri et al. (2011) propuso la siguiente modificación modelo para el factor A de Potvin (1988):

Ecuación 8: Maximum Stress Factor (Mitri et al. 2011)

$$MSF = \sigma_{i \text{ Max}} / \sigma_{UCS}$$

Ecuación 9: Modelo factor A (Mitri, Hughes and Zhang 2011)

$$A = \begin{cases} 0.1 & \text{si } MSF < 0.0 \\ 0.1 + 0.9e \left[\left(-e^{-\frac{MSF-0.3}{0.09}} \right) - \frac{MSF - 0.3}{0.09} + 1.0 \right] & \text{si } 0.0 < MSF < 1.0 \\ 0.1 & \text{si } MSF > 1.0 \end{cases}$$

La Figura 21 muestra una comparación entre el factor A desarrollado por Potvin (1988) y el de Mitri et al. (2011). Se puede apreciar que Mitri et al. (2001) coincide con Potvin para casos de altos esfuerzos compresivos ya que ambos factores se comportan de igual manera en valores de MSF superiores a 0.7. Sin embargo se puede apreciar que la curva de Mitri posee un peak en $MSF=0.3$ que difiere con Potvin, esto se basa en que la falla compresiva se iniciaría a esfuerzos mayores a 30% del UCS (Mitri, Hughes and Zhang 2011). Finalmente para estados de relajación ($MSF < 0.1$) las curvas difieren completamente ya que Mitri et al. (2011) penaliza con un valor de 0.1 a estos casos, mientras que Potvin les asigna un valor de 1.

Comparación Factor A de Potvin con Mitri

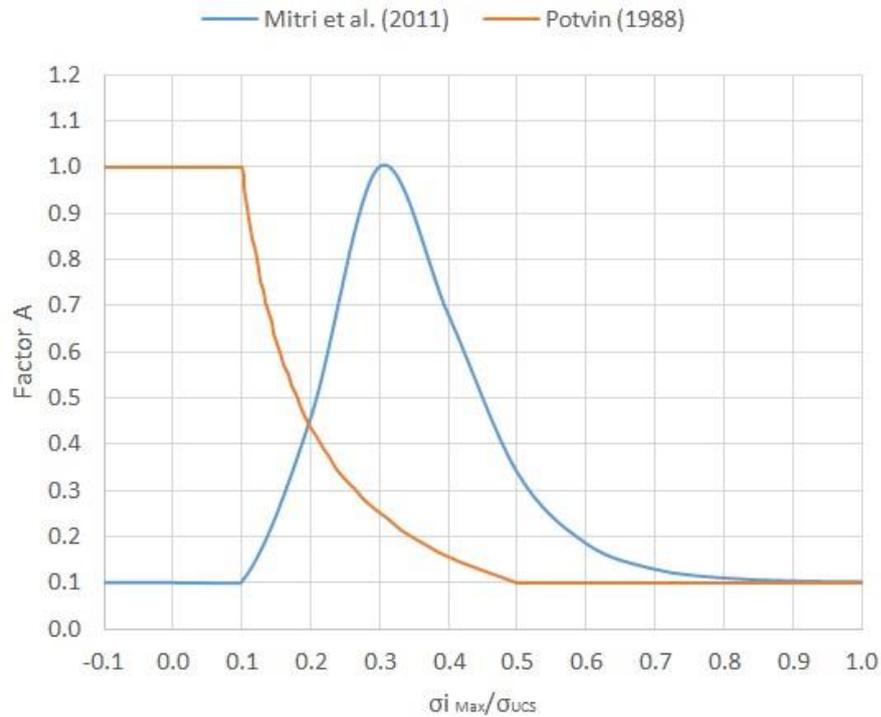


Figura 21: Comparación factor A Potvin et al. (1981) con Mitri et al. (2011)

El Factor de ajuste de esfuerzos propuesto por Mitri et al. (2011) es un intento por cuantificar el efecto de los esfuerzos de relajación en la estabilidad de tajeos, sin embargo esto se contrapone a lo observado empíricamente por Potvin (1988). La modificación del factor A en relajación desplazaría los casos históricos, presentados en la Figura 19, hacia abajo siendo su número N' 0.9 veces menor al calculado por Potvin, dado esto, no existiría consistencia entre la frontera de estabilidad y los casos históricos por lo cual el factor A desarrollado por Mitri et al. (2011) no se presenta a priori como un ajuste válido para casos de relajación de esfuerzos.

Como se ha visto en esta sección han existido esfuerzos por representar en el gráfico de estabilidad los casos en estado de esfuerzos de

relajación, sin embargo autores como Steward y Mawdesley han planteado que el factor de esfuerzos original de Mathews sigue siendo el que mejor se ajusta a los casos históricos estudiados.

2.2.6.3. Obtención de esfuerzos inducidos en paredes para métodos de estabilidad

Como se vio en secciones anteriores, el cálculo del factor de esfuerzos de los métodos de estabilidad gráficos requiere de la obtención del esfuerzo principal mayor inducido sobre la pared del tajeo. Los esfuerzos principales inducidos en las paredes de un tajeo, actúan en 2 direcciones perpendiculares del plano de interés. La magnitud de estos esfuerzos es función de los esfuerzos in-situ y de la geometría de la unidad básica de explotación.

En la actualidad la mayoría de las operaciones mineras tienen acceso a softwares de modelamiento numérico 2D y 3D, sin embargo, la utilización de estos para el cálculo de esfuerzos hace engorroso los procesos de diseño y back análisis de casos históricos. En el proceso de diseño se debe disponer de herramientas que permitan un cálculo rápido de los esfuerzos inducidos de manera de permitir el análisis de cuantas geometrías estime pertinente el diseñador en el menor tiempo posible. Por su parte en el proceso de back análisis de casos históricos se dispone de bases de datos con una gran cantidad de casos los cuales poseen geometrías y condiciones de esfuerzos distintas entre sí, en este contexto los ábacos de cálculo de esfuerzos inducidos son de gran utilidad ya que permiten el rápido procesamiento de

éstos sin necesidad de tener que recurrir a softwares de modelamiento numérico los cuales harían el proceso tedioso.

Tanto Mathews et al. (1981) como Potvin (1988) desarrollaron ábacos que permiten el cálculo de esfuerzos inducidos sobre las paredes de tajeos abiertos. Como se ha visto anteriormente este es un procedimiento bastante relevante para la obtención del factor de esfuerzos (A). Una mala estimación de los esfuerzos inducidos podría resultar en una pobre representación del factor de esfuerzos, lo cual podría hacer a una base de datos y su gráfico de estabilidad asociado poco consistentes.

2.2.6.4. Curvas de Mathews

Mathews et al. (1981) propuso dos gráficos para estimar los esfuerzos inducidos en la mitad de las caras de un tajeo. Para esto definió dos planos: plano medio horizontal y plano medio vertical. A los gráficos de Mathews se ingresa con la razón de aspecto del plano junto con la razón de esfuerzos in-situ a lo largo de este. Las curvas entregan como resultado el esfuerzo inducido en la mitad de la cara paralelo al plano, dividido por el esfuerzo vertical u horizontal según sea el caso.

Los gráficos de Mathews fueron desarrollados mediante el modelamiento numérico de tajeos en dos dimensiones. Se asumen tajeos de largo infinito razón por la cual las curvas no retratan fielmente la naturaleza tridimensional de los tajeos abiertos.

Tanto para el desarrollo del gráfico de estabilidad original (Mathews et al. 1981) como para las últimas actualizaciones de éste (Mawdesley 2002) se utilizaron las curvas propuestas por para el cálculo de los esfuerzos inducidos de cada pared, el error en el que podrían haber incurrido éstos autores en la realización del back análisis de casos históricos será discutido en las siguientes secciones.

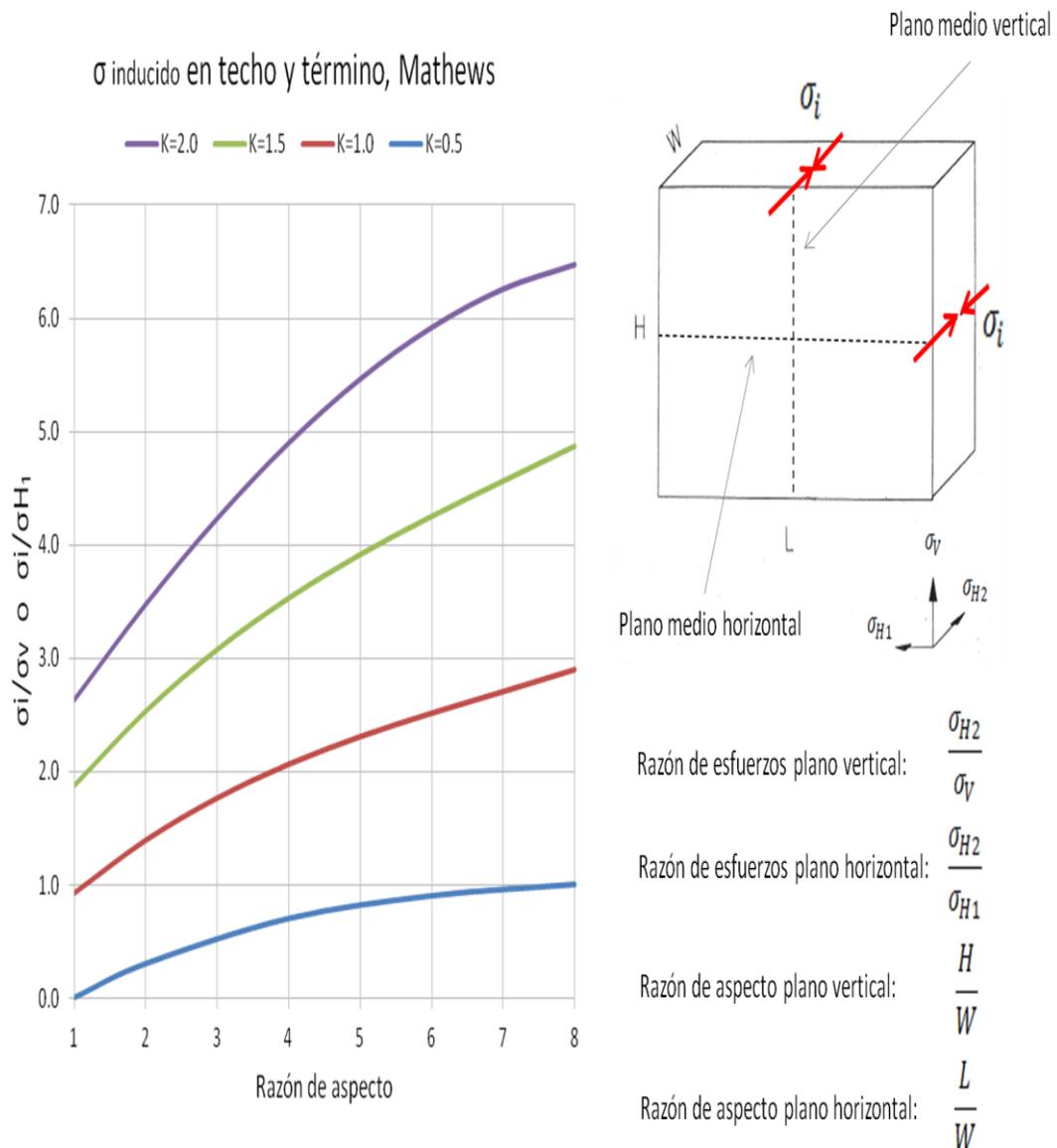


Figura 22: Curvas de estimación de esfuerzos inducidos para techos y paredes de término, modificado de Stewart y Forsyth (1995)

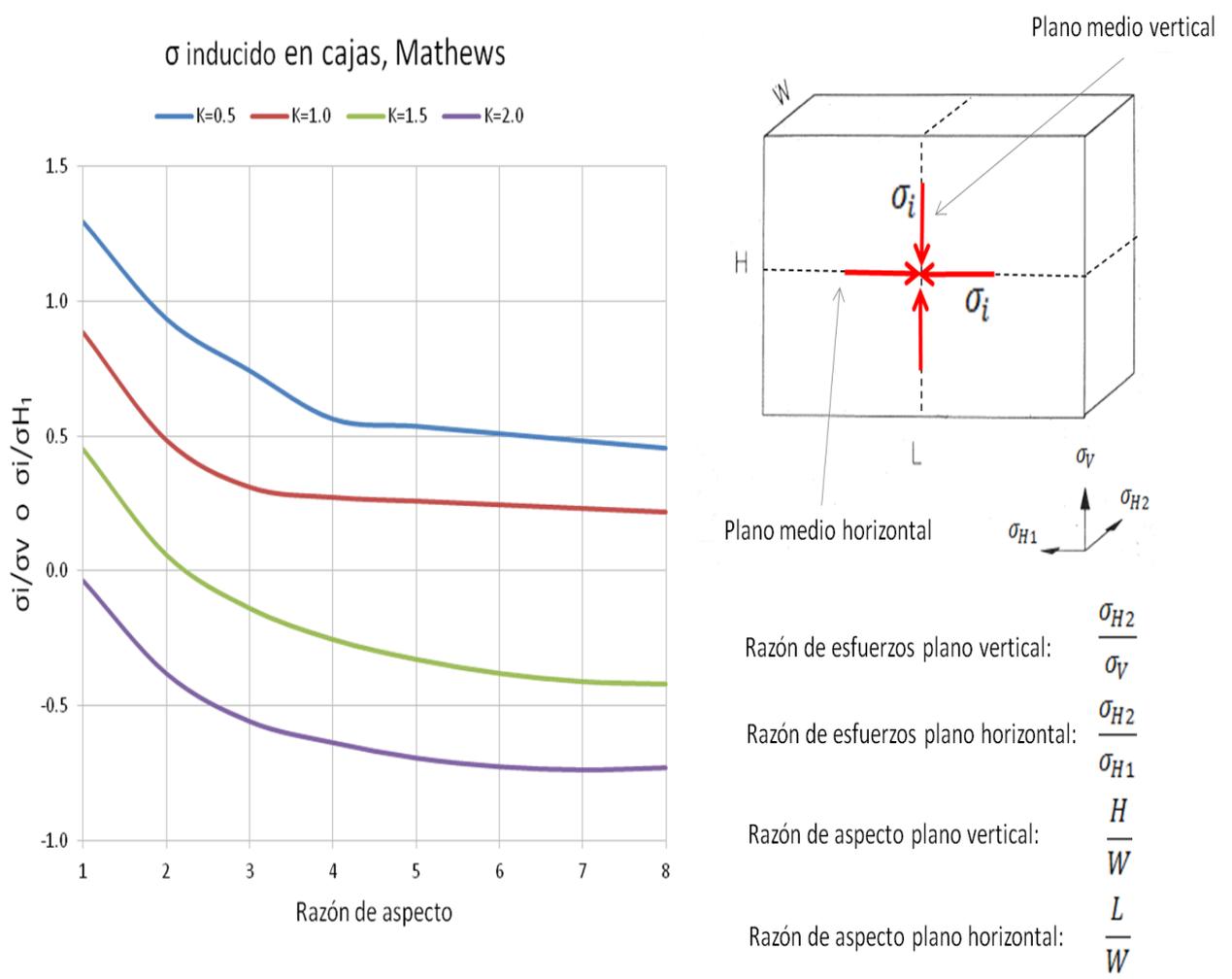


Figura 23: Curvas de estimación de esfuerzos inducidos para cajas, modificado de Stewart y Forsyth (1995)

2.2.6.5. Curvas de Potvin

Potvin (1988) propuso curvas que permitían la estimación de esfuerzos inducidos para sus más de 200 casos canadienses recolectados. Estas curvas fueron desarrolladas corriendo 70 modelos en un software de elementos de borde 3D (BEAP).

Para la realización de los modelos, Potvin asumió los siguientes supuestos:

- Se consideraron tajeos aislados
- Las geometrías usadas se basaron en tajeos abiertos observados en más de 30 minas canadienses. Sin embargo, sus formas fueron idealizadas y solo se consideró un dip vertical.
- La geometría del problema se dividió en configuraciones longitudinales y transversales mientras los esfuerzos in-situ variaron desde la condición isostática ($K=1.0$) hasta $K= 2.5$ en las tres direcciones.
- Se asume un ancho de $1/4$ de la dimensión intermedia.

Las razones de aspecto y de esfuerzos que considera Potvin se pueden apreciar en la Figura 24, mientras que la Figura 25 y la Figura 26 muestran las curvas para el cálculo de esfuerzos inducidos en cajas (plano vertical y horizontal), techos y paredes de término.

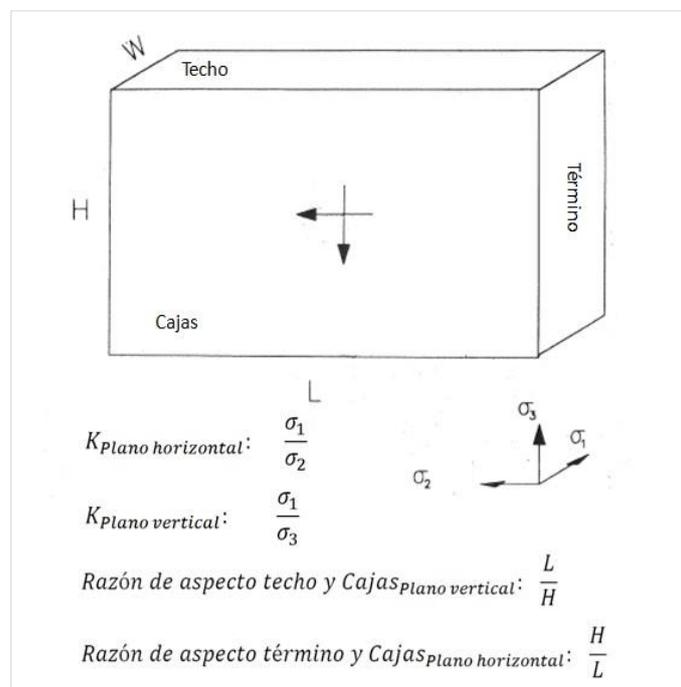


Figura 24: Definición de razón de aspecto y razón de esfuerzos para estimación de esfuerzos inducidos, modificado de Potvin (1988)

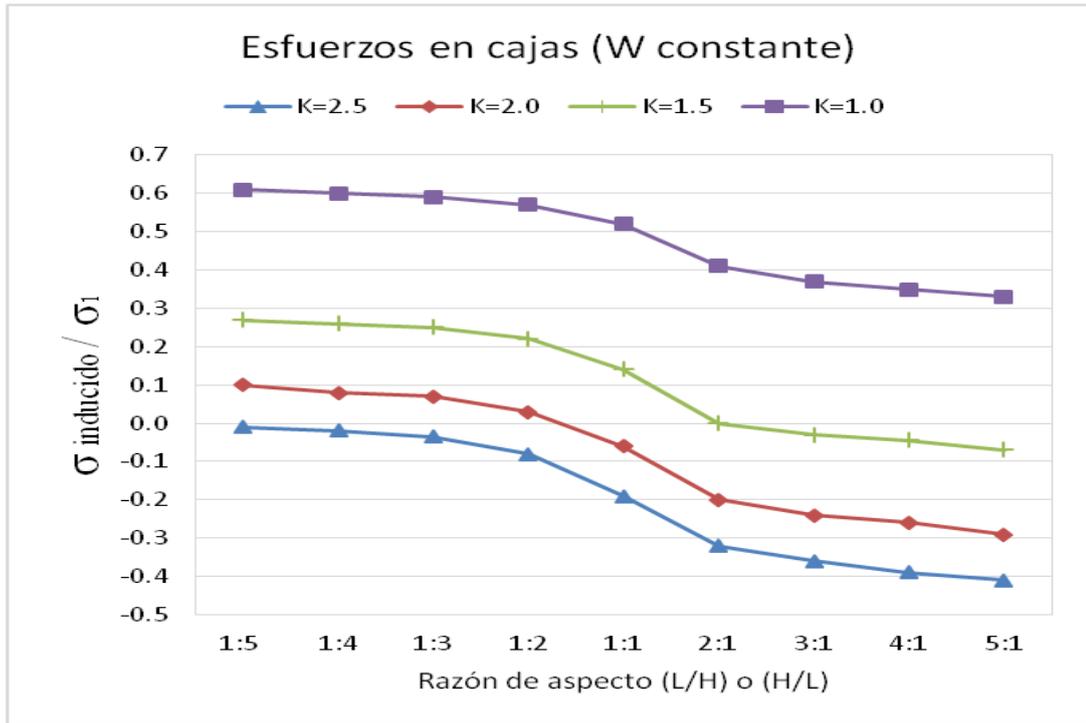


Figura 25: Curvas para estimación de esfuerzos inducidos en Cajas, modificado de Potvin (1988)

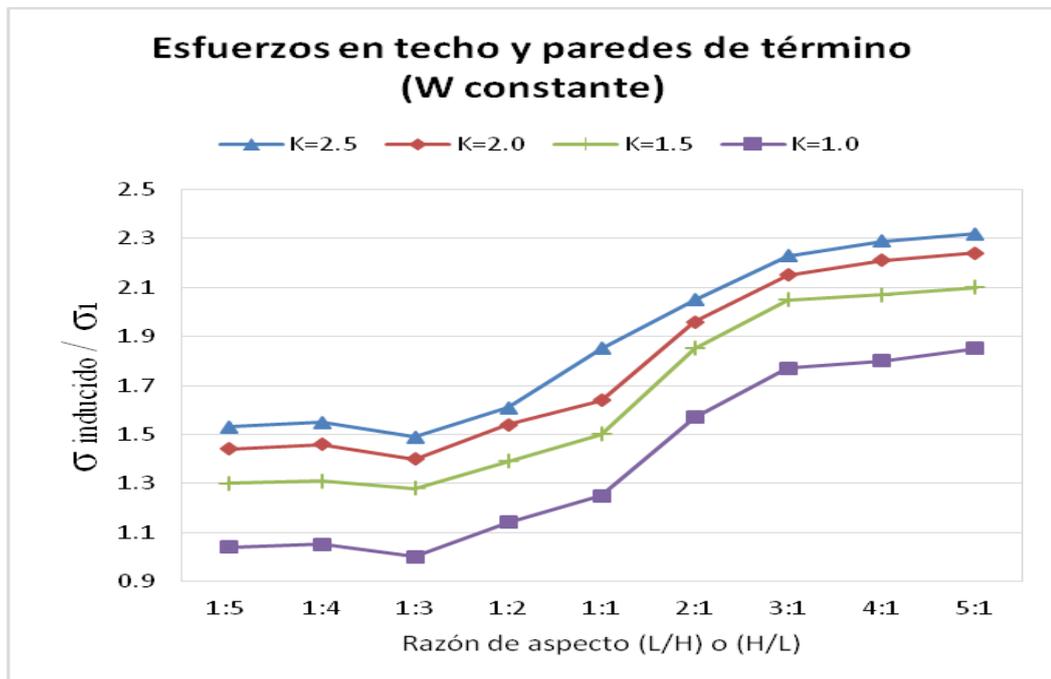


Figura 26: Curvas para estimación de esfuerzos inducidos en Techos, modificado de Potvin (1988)

Como se puede apreciar, a diferencia de los gráficos de Mathews et al. (1981), Potvin (1988) si considera la influencia de la tercera dimensión, sin embargo Potvin realizó estas curvas basado en las geometrías características de la base de datos canadiense, es por esto que no sería recomendable utilizarlas en escenarios que no cumplan los supuestos utilizados por el autor.

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS

Esfuerzos in-situ

Los esfuerzos in-situ se definirán constantes en los bordes del problema debido a que la escala del problema no justifica la utilización de esfuerzos gravitacionales.

Las condiciones de borde se fijan ocupando la herramienta de restricción automática para excavaciones subterráneas, esta herramienta asigna la restricción de movimiento del modelo en las tres dimensiones (xyz), es decir, todas las superficies, aristas y vértices de los límites externos del modelo estarán completamente restringidas.

Grilla

La grilla se construye utilizando un tipo de malla gradada, con elementos tetraédricos de cuatro nodos y con 200 elementos alrededor de bordes excavados. Con respecto a los parámetros de gradado se fija el offset en 2, el factor de gradado en 2 y el factor de gradado externo en 1.

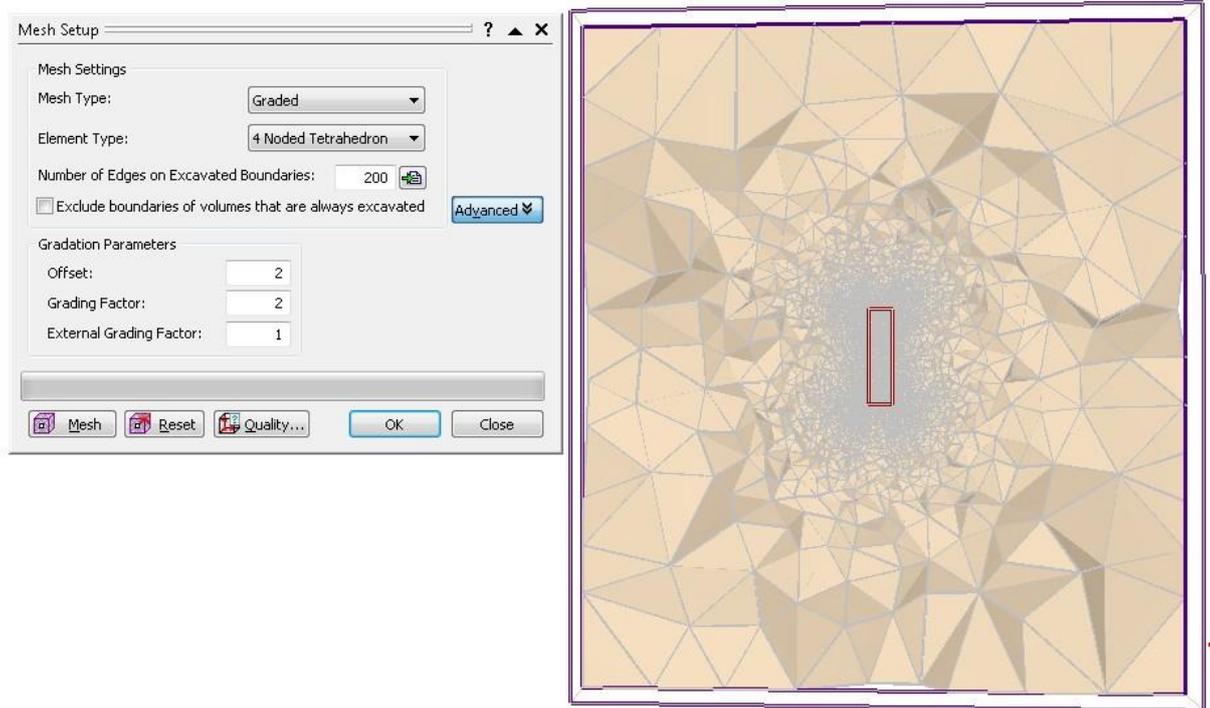


Figura 27: Grilla construida con softfare.

Inputs para generación de grilla.

La malla gradada permite que los elementos tetraédricos de la grilla aumenten su tamaño a medida que se encuentran más lejos del tajeo. Por su parte la cantidad de elementos de elemento alrededor de la excavación define el tamaño y la densidad de los elementos que la rodean. Con respecto a los parámetros de gradación el offset especifica el espesor alrededor de la excavación en donde los elementos mantienen el mismo tamaño, el factor de gradado determina cuán rápido incrementa el tamaño de los elementos al alejarse de la zona de offset y el factor de gradado externo controla el tamaño de los elementos en los bordes del modelo.

Posterior a la generación de la grilla se procede a correr cada uno de los modelos.

El tiempo de cálculo de cada uno de éstos depende exclusivamente de la cantidad de elementos definidos en el modelo, a mayor número de elementos, mayores tiempos de cálculo.

2.4. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS.

2.4.1. Hipótesis General

El análisis geomecánico determinará la estabilidad en los tajeos de la veta sur del Nv -320 al – Nv 280 de la Unidad Minera Islay.

2.4.2. Hipótesis Especificas

- Las características geológicas de los macizos rocosos determinan la estabilidad en los tajeos.
- El método MGE determinara las dimensiones de los tajeos en la Veta Sur.

2.5. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES

Se estudian cada una de las variables, las que se correlacionarán y compararán. Se identificaron las siguientes variables:

2.5.1. VARIABLES INDEPENDIENTES:

El análisis geomecánico

Ley del mineral económico del Nv. 320 al Nv. 280.

Características litológicas y alteraciones.

2.5.2. VARIABLES DEPENDIENTES:

Estabilidad en los tajeos de la veta sur del Nv -320 al Nv 280 de la

Unidad minera Islay

Recursos minerales de la Veta Sur

Análisis e interpretación de muestreo sistemático

Toma de datos y mapeo del Nv. 320 al Nv. 280

2.5.3. VARIABLES INTERVINIENTES:

Peso específico de la roca y el Agua

Normas ambientales para la actividad minera

Costo que puede ocasionar una inestabilidad

2.6. DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLES E INDICADORES

Cuadro 04: OPERACIONAL DE VARIABLES E INDICADORES

Definición Operacional De Variables E Indicadores			
Variables		Definición Operacional	Indicadores
Variable Independiente	Análisis Geomecánico	Continuidad de explotación de la veta sur del Nv. 320 al Nv. 280	Rumbo y buzamiento (°)
	Ley del mineral económico del Nv. 320 al Nv. 280.	Valor del mineral económico del Nv. 320 al Nv. 280	Valor de Cut off USD
	Características litológicas y alteraciones.	Descripción de las características de la Veta Sur del Nv. 320 al Nv. 280	Litología, mineralogía, alteración, estructural.
Variable Dependiente	Estabilidad en los tajeos de la veta sur del Nv -320 al Nv. 280	Comportamientos del macizos rocosos y de entre el n Nv. 320 al Nv. 280	Litología, mineralogía, alteración, estructural.
	Recursos minerales de la Veta Sur	Toneladas de mineral estimados entre el n Nv. 320 al Nv. 280	Valor de Cut off USD
	Análisis e interpretación de muestreo sistemático	Valor del mineral económico y potencial de la Veta Sur	Valor de Cut off USD
	Toma de datos y mapeo del Nv. 320 al Nv. 280	Descripción geológica y características de la veta sur	Rumbo y buzamiento (°)
Variable Interviniente	Peso específico de la roca y el Agua	Factores o situaciones que se dan en el ambiente	USD
	Normas ambientales/seguridad para la actividad minera	Respetar los estándares del Decreto Supremo	D.S. N°024-9-EM
	Costo que puede ocasionar una inestabilidad	Costos por trabajos inesperados	USD

CAPITULO III

METODOLOGIA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. TIPO DE INVESTIGACION

El proyecto a desarrollar estará basado en tres tipos: exploratorio, descriptivo y explicativo.

3.2. METODOS DE LA INVESTIGACION

Se realiza un enfoque Cuantitativo, describiendo y explicando la caracterización geológica y geomecánica de las zona de estudio, mediante la toma de datos y análisis interpretativos.

El desarrollo del presente tema de investigación se realiza en tres etapas; Recopilación de información, trabajo de campo y trabajo analítico.

3.3. DISEÑO DE INVESTIGACION

Exploratorio: se toman datos geomecánicos de campo de las estructuras, obteniéndose información para diseñar el tipo de dimensiones que debe tener la sección del tajeo.

Descriptiva: Se describe en forma detallada la geomecánica de los macizos rocosos y de las estructuras mineralizadas.

Explicativa: Definimos las causas y efectos que implican la caracterización geomecánica.

3.4. POBLACION Y MUESTRA

La población en el estudio son los macizos rocosos y las estructuras mineralizadas del distrito minero y las muestras son tomadas en forma sistemática.

3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCION DE DATOS

Toma de datos y de muestras in situ, revisión de perforaciones diamantinas antiguas, revisión y recopilación de estudios geológicos existentes del distrito Minero que se desarrolló desde ya hace 6 años de trabajo en CI Minera Chungar.

3.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

Se realiza el procesamiento de datos geomecánicos correlacionándolos con las clasificaciones geomecánicas sistematizadas.

3.7. TRATAMIENTO ESTADÍSTICO

Los datos recolectados mediante los instrumentos, serán tratados utilizando el análisis de datos de Microsoft Excel.

3.8. SELECCIÓN, VALIDACIÓN Y CONFIABILIDAD LOS INSTRUMENTOS DE LA INVESTIGACIÓN

Los datos recopilados fueron validados a través del departamento de geomecánica Cia Chungar para la mina Islay; los resultados se pueden aplicar a vetas con características similares como es la veta Islay, Islay Piso dentro del yacimiento, de nivel 4280 hacia los niveles inferiores.

3.9. ORIENTACIÓN ÉTICA

La presente tesis se encuentra sometida al código de ética para la investigación, la cual el presente trabajo se fue desarrollando en el lugar de laboreo nos importó mucho estos niveles por el mucho descaje por la caja techo de la veta sur lo cual diluía al mineral explotado, se ejerce de manera veraz, honesta, responsable y transparente con pensamiento crítico y analítico.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSION

4.1. DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO EN CAMPO.

4.1.1. UBICACIÓN

La unidad Operativa Islay, está a cargo de la Mina Animón, la cual se encuentra ubicada en el flanco oriental de la cordillera occidental de los Andes Peruanos; políticamente se ubica en el Distrito de Huayllay, Provincia y Departamento de Cerro de Pasco.

Las coordenadas UTM del centro de operaciones de la Unidad Operativa dentro de la hoja de Ondores 23-k son:

DATOS	UTM WGS 84
Zona	18
Banda	L
Altitud	4600 msnm
Coordenada Este	343,814
Coordenada Norte	8'780,935

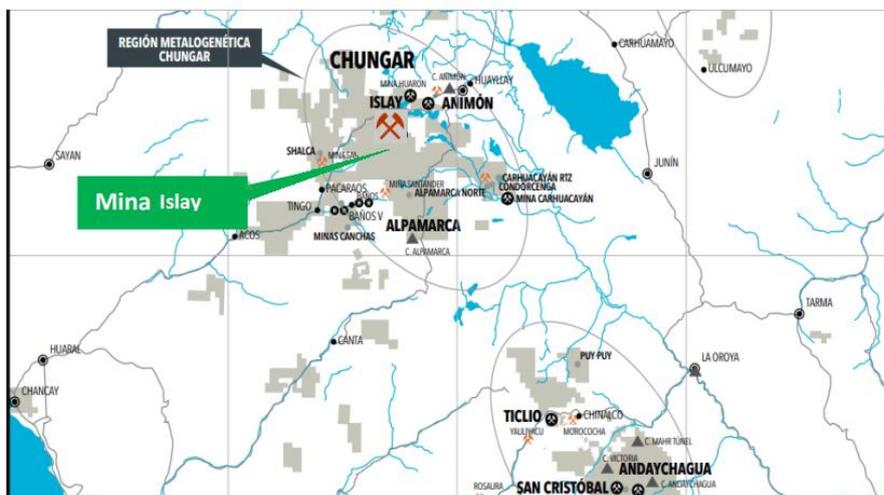
Cuadro 05: Coordenadas UTM de Unidad Operativa

4.1.2. ACCESIBILIDAD

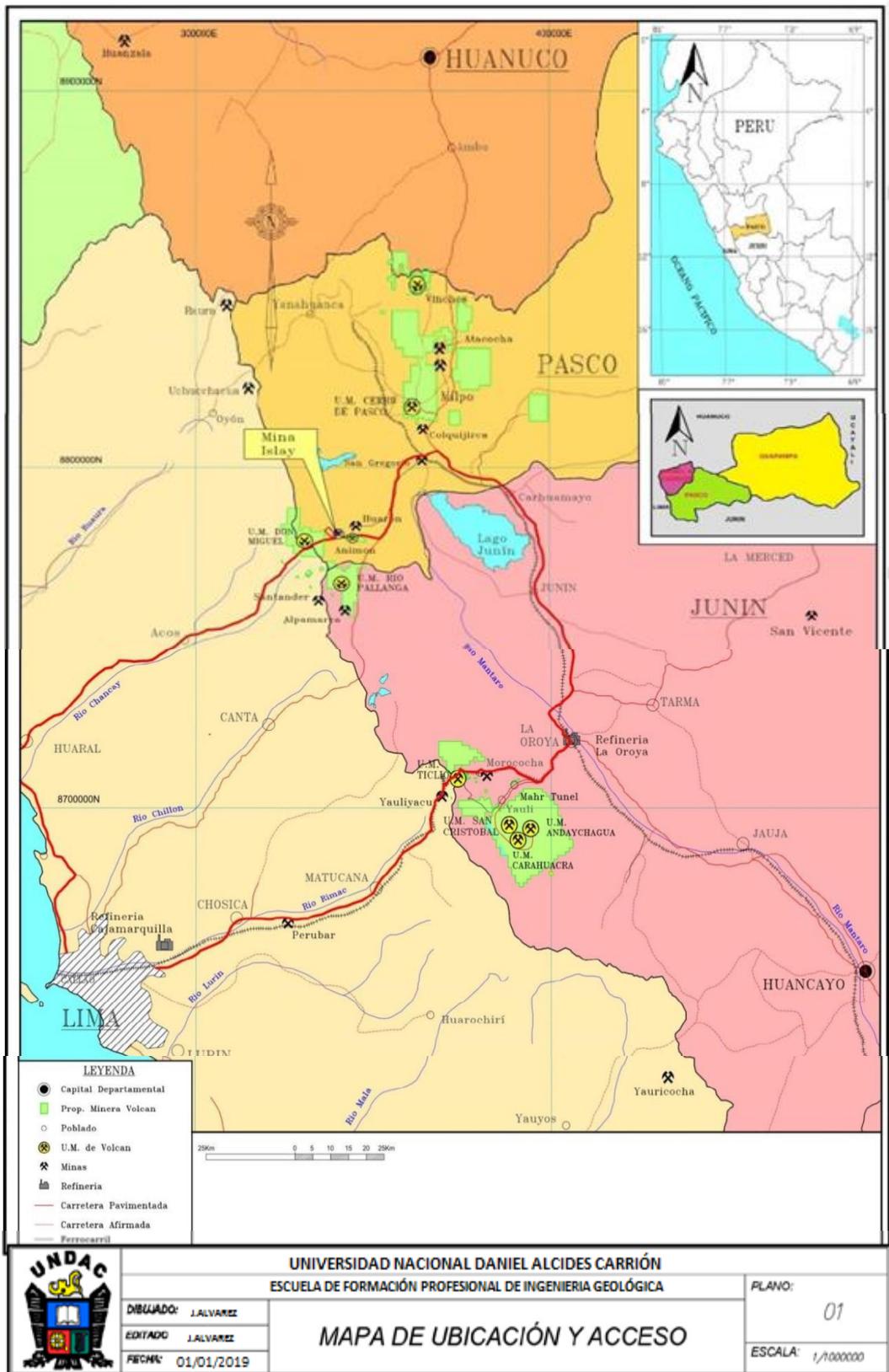
La unidad Operativa islay es accesible desde Lima a través de 3 rutas:

	RUTAS DE ACCESO	VIA	Distancia (Km)	Tiempo (h)
1	Lima-Oroya-C. Pasco U.O. Chungar- Islay	Asfaltada	304	7
2	Lima-Huaral-U.O.Chungar- Islay	Asfaltada-Afirmada	225	5
3	Lima-Canta-U.O.Chungar- Islay	Asfaltada-Afirmada	219	5

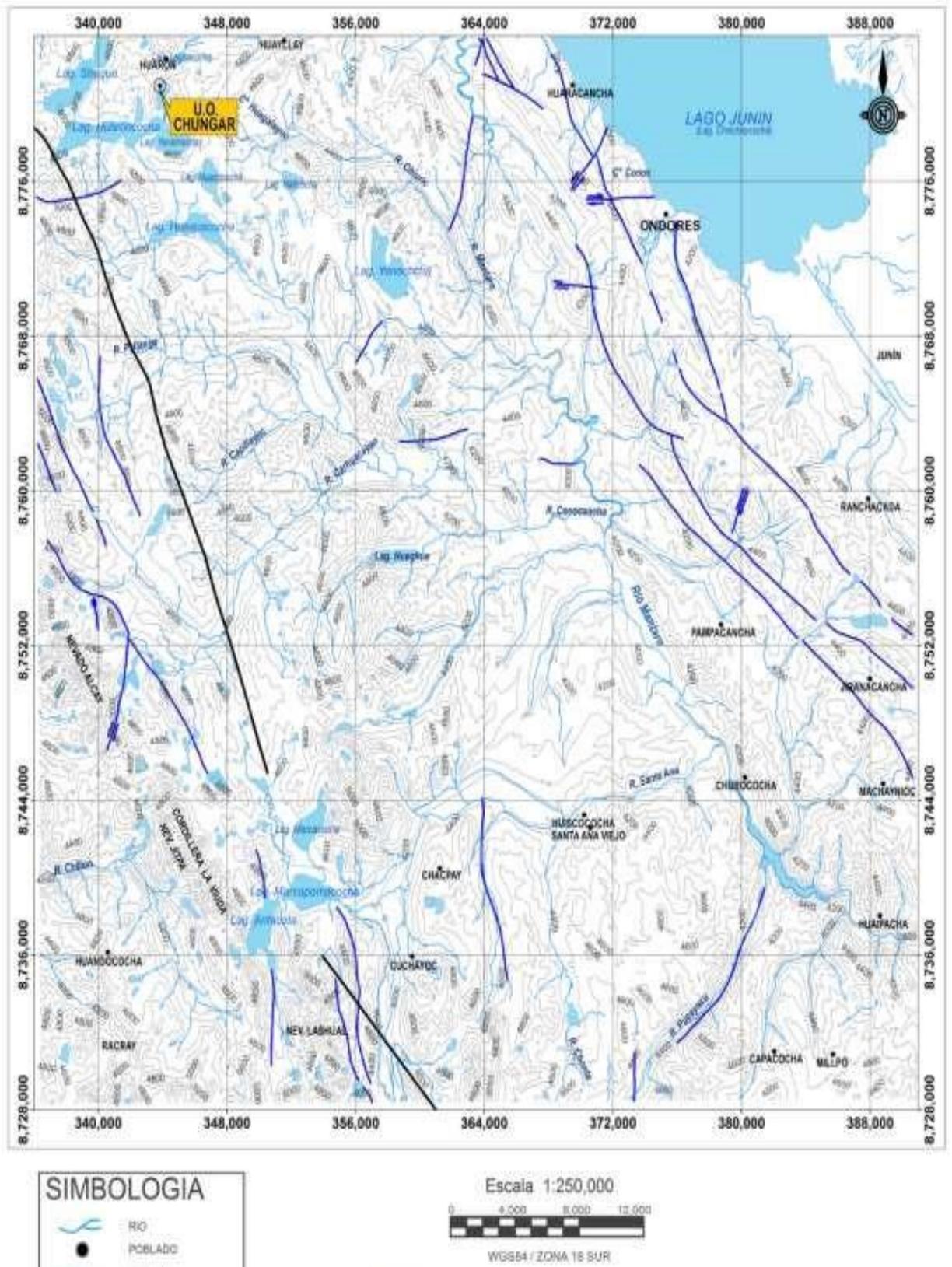
Cuadro 06: Accesibilidad a Unidad Operativa



Mapa 01. Mapa de ubicación de la Mina Islay



Mapa 02: Ubicación Y Acceso



Mapa 03: Plano Topografico

4.1.3. RESEÑA HISTORICA

Por el año 1913 el Sr. Mateo Galjuf observa un afloramiento oxidado potente al borde este de la laguna Naticocha que viene a ser la continuación de la Veta Restauradora que es propiedad de Huarón y se prolonga hacia el oeste por debajo de la laguna Naticocha; al encontrarse libre esta área la denuncia y toma posesión de la concesión el mismo año, con el nombre de Montenegro.

Por el año 1936 el Sr. Galjuf inicia una labor de reconocimiento de 50 metros al este sobre la cota 4,610 m.s.n.m. sobre este afloramiento al que denomina como veta Principal. Desde el año 1939 a 1947 existieron problemas limítrofes hacia el este con la concesión Restauradora propiedad de Cía. Minera Huarón, durante ese lapso Huarón sustrajo ilícitamente por el sistema de "glory hole" aproximadamente 50,000 T.M.S. desde el Nv. 400 hasta el Nv. 605, en un tramo de 50 metros al oeste del límite de Restauradora. Desde 1947 a 1956 existió un litigio administrativo y judicial por la sustracción indebida por parte de Huarón. A partir de 1960 se inicia la construcción del pique Montenegro que profundiza hasta el año 1966 al nivel 420, a partir de este año se inicia un desarrollo agresivo de la veta Principal en los niveles 575, 540, 500 y 465 hasta el año 1970; a partir de ese año hasta el año 1982 se trabaja un 30% la zona de Montenegro y un 70% áreas arrendadas de Huarón y Centromin

La producción diaria de la mina antes del desastre natural del 23 de abril de 1998 fue de 400 TMS diarias. A mediados del año 1997 se compraron

las concesiones de Centromín C.P.H. 18, 19, 58 y Ranita; y en setiembre del 2000 se compraron concesiones de Huarón que han permitido aumentar el potencial y vida de Animón.

En el 2000, Volcan adquirió la Empresa Administradora Chungar S.A.C, y la Empresa Explotadora de Vinchos Ltda. S.A.C., las que eran propietarias de las minas Animón y Vinchos.

Actualmente la mayoría de las acciones de la empresa Volcan es Glencore.

4.1.4. FISIOGRAFIA

RELIEVE

El relieve donde está ubicada la Unidad Operativa Chungar presenta un relieve moderadamente accidentado, con geoformas positivas las cuales están representadas por un conjunto de cerros más o menos redondeados y colinas truncadas por erosión, con flancos abruptos hacia el interior de los valles, estas geoformas presentan elevaciones que fluctúan entre los 4800 a 5300 msnm.

En el extremo SO del cuadrángulo de Ondores se ubica la Cordillera Occidental que tiene una dirección NO-SE concordante con la orientación andina, las cordilleras están constituidas por rocas sedimentarias del Mesozoico y Cenozoico que se hallan fuertemente plegadas y falladas, cubiertas por rocas volcánicas del Paleógeno al Neógeno. El flanco oeste de la Cordillera Occidental está intensamente

disecado, originando un paisaje totalmente abrupto, mientras que el flanco este presenta un paisaje suave poco accidentado.

Las geoformas negativas están constituidas por una serie de lagunas escalonas, tales como: Quimacocha, Huaroncocha, Naticocha, y Llacsacocha, que están emplazadas a lo largo de un valle glaciar. (Ver *Figura N°1*).



Mapa 04: Lagunas Escalonadas-Imagen extraída del Google Earth

El principal fenómeno que ha participado en la configuración geomorfológica existente, ha sido la intensa glaciación pleistocénica, la que ha sido modificada por pequeños cursos de agua que descienden en forma torrentosa durante épocas de lluvias, que alimentan diversas lagunas que dan origen a las nacientes del río San José.

Dentro de las regiones naturales Islay se encuentra dentro de la superficie Puna

(4000-4700 msnm) a una cota de 4600 msnm, la topografía muestra valles en “U” resultado de la erosión glacial, dejando como remanentes lagunas escalonadas.

Entonces en la fisiografía de Islay, podemos definir unidades de la superficie de forma notable, como cerros, lagunas, y ambiente glaciares.

4.1.5. GEOMORFOLOGÍA

La morfología del área de estudio es el resultado de los efectos degradatorios causados por los agentes de meteorización que han actuado sobre las unidades litológicas constituidas por calizas y en menor proporción por areniscas.

Dentro de los agentes meteorizantes que han tenido un papel preponderante en el modelado actual del área ha sido la temperatura del medio ambiente, las precipitaciones pluviales, la esorrentía superficial y subterránea.

En la zona de estudio Mc LAUGHLIN, D.H. (1924) reconoció extensas áreas en las alturas andinas representadas por superficies de erosión a

las que denomina Superficie Puna, así mismo reconoció dos períodos de erosión: Estadío Chacra o Valle, con levantamiento de 500 metros de elevación y Estadío Cañón con una elevación aproximada de 1,500 m. Las unidades geomorfológicas del área de estudio han sido delimitadas considerando criterios geográficos, morfoestructurales y litológicos.

4.1.6. UNIDADES GEOMORFOLÓGICAS

Zona de Altas Cumbres

Corresponde a la parte más alta de la Cordillera Occidental que se extiende desde el Noroeste del cuadrángulo de Ondores hasta el cuadrángulo de Matucana, formando una línea de cumbre con dirección NO-SE que cruza el área. Se encuentra constituida por geoformas agrestes de modelado glaciar, algunas con restos de nieve perpetua como el Nevado Alcaj, las cordilleras La Viuda, y Puagjanca, ubicadas al Suroeste del cuadrángulo de Ondores, alcanzando altitudes que varían de 4,800 a 5,400 msnm.

Estas cumbres constituyen las nacientes de los ríos Corpocancha, Capillayoc y Chonta, entre otros, presenta un drenaje dendrítico y drenan hacia la cuenca del Mantaro, siendo éstos sus principales tributarios.

Superficie Puna

Esta unidad reconocida por Mc LAUGHLIN, D.H. (1924) consistente en una superficie pobremente desarrollada, que no ha logrado ser

peneplanizada por completo, la superficie se establece truncando los pliegues de la Tectónica Incaica que afecta a los estratos paleozoicos y mesozoicos. Teniendo como base a los volcánicos del Grupo Calipuy reconocido al Noroeste del cuadrángulo de Ondores, se tiene que estos volcánicos descansan sobre una superficie de estratos mesozoicos y paleógenos plegados. Las superficies de erosión pueden ser identificadas sobre fotografías aéreas e imágenes de satélite, por presentar una morfología plana y ondulada.

Relieve Cordillerano

Dentro del cuadrángulo de Ondores se encuentra distribuido en la parte Sur Occidental. El relieve es caracterizado por tener una superficie de intensa erosión, laderas post-maduras, ríos moderadamente profundos y relativamente empinadas. Siendo la glaciación cuaternaria uno de los principales agentes que moldearon el relieve; la acción del hielo sobre la roca determina la topografía abrupta.

Depresión de la Laguna Chinchaycocha

Esta unidad geomorfológica se ubica entre las cordilleras Occidental y Oriental. en el sector Sureste del cuadrángulo de Cerro de Pasco y Noreste de Ondores, respectivamente, conforma una superficie ondulada con fondo llano disectado por el socavamiento del río Mantaro, moldeado por la acción eólica y erosión glaciaria, formando la depresión longitudinal del Lago Junín (Chinchaycocha). Así mismo

presenta una morfología suave; ubicada a una altitud de 4,200 msnm emplazada en rocas del Grupo Pucará.

Lagunas Glaciares

Esta unidad geomorfológica se encuentra en la parte alta del área de estudio, la que ha sido afectada por la glaciación pleistocénica con significativas acumulaciones de hielo que cubren los nevados de Alcay, Jitpa, Lashal y Cordillera La Viuda, ubicadas en el extremo Suroeste del cuadrángulo de Ondores, presenta alineación Noroeste - Sureste. La formación de las lagunas se debe a las filtraciones del hielo en cubetas labradas por la glaciación, las que tienen como diques a las morrenas frontales, de tal manera que la filtración en la zona de estudio sería la causante de estas cubetas creándose las lagunas.

Depósitos Morrénicos y Llanura de Inundación

Esta unidad se extiende al Noroeste de la localidad de Cerro de Pasco, consiste de una superficie plana con tierras altas que alcanzan una altitud promedio de 4,300 msnm. Está moderadamente circundada por una cadena de cerros dentados que forman la divisoria continental, siendo cubierta en la parte baja con depósitos glaciares que forman las grandes morrenas; tal como se puede apreciar en las localidades de Huaracancha y la Hacienda Ranchangaga ubicados al Noreste del cuadrángulo de Ondores. Es posible distinguir depósitos morrénicos de dos diferentes edades. El antiguo por efecto de intemperismo, la cresta va siendo degradada y el reciente presenta una cresta marginal dentada, siendo estos rasgos característicos de los hielos estancados que se dan al Noroeste de Ondores.

Valle Glaciar

Los ríos desarrollan varias etapas de erosión conformando los procesos y agentes geomorfológicos externos los que han actuado en combinación con movimientos epirogenéticos ocurridos a fines del Neógeno y el Cuaternario. Los valles glaciares se encuentran en las partes altas con un típico modelado glaciar destacándose las formas en “U” tal como los valles de Casacancha, Jircacancha, Racray, Pampa Cuncash ubicados al Suroeste del cuadrángulo de Ondores, estos valles están separados por una cadena de cumbres concordantes que descienden de 4,600 a 4,200 msnm.

Etapa Cañón

En la zona de estudio se encuentra en la zona Sureste del cuadrángulo Ondores, ligados a los valles formados por depósitos aluviales los que se suceden a diferentes niveles, a ambos flancos del lecho del río, tal como se ve en el río Pucayacu y Shiriconcha ubicados al extremo Sureste de la represa de Mal Paso, las cuales drenan sus aguas a la cuenca del Mantaro.

Etapa Valle

Esta unidad geomorfológica se ubica en el cuadrángulo de Ambo, presentando laderas con pendientes moderadas como las formadas en el río Huertas y demás tributarios, los que llevan sus aguas al río Huallaga alcanzando una dirección de Norte a Sur. En su recorrido pasa por las localidades de Huariaca, San Rafael y Ambo cortando una serie de rocas paleozoicas como las del Grupo Mitú y el Neoproterozoico.

4.1.7. DRENAJE

El drenaje regional presenta un diseño dendrítico, las aguas son captadas del Río San José que es el Principal colector de la zona y discurre de Sur a Norte.

Localmente presenta un drenaje reticulado, correspondiente a rocas sedimentarias (margas, calizas y limonitas), con un espaciamiento de 5 a 15m, y el drenaje radial centrípeto donde los cursos de agua drenan hacia un centro común (lagunas escalonadas).

El agua de la laguna se obtiene de la laguna Naticocha y este es alimentado por las lagunas Huaroncocha y Quimacocha, comunicadas entre sí por un drenaje natural como artificial.

4.1.8. CLIMA

Para la clasificación del clima usaremos los dos elementos meteorológicos más importantes los cuales son: Temperatura y Precipitación.

En las partes altas de Cerro de Pasco y Ondores, donde las altitudes varían de 4,000 a 4,500 msnm, el clima es frío y seco debido a las precipitaciones y caída de nieve que se da en la Cordillera Occidental y Oriental.

De acuerdo a los datos obtenidos del SENAMHI-2017, la temperatura y la precipitación se resume de la siguiente manera:

- Temperatura Promedio Máxima Anual 2017 es: 11.20 °C

- Temperatura Promedio Mínima Anual 2017 es: 1°C
- Temperatura Promedio Anual es: 5.88 °C

Según la clasificación Climática de Koppen (*Ver figura N°5*), tenemos que nuestra zona de trabajo tiene Clima H:

Simbología	Significado	Vegetación
Af	Tropical, con lluvias todo el año	Selva
Am	Tropical, con lluvias monzónicas	Bosque tropical
Aw	Tropical, con lluvias en verano	Sabana
Bs (Bsh / Bsk)	Seco, de la estepa	Herbácea
Bw (Bwh / Bwk)	Desértico	Xerófitas
Cf	Templado, con lluvias todo el año	Bosque mixto
Cx`	Templado, con lluvias escasas todo el año	Pastos
Cw	Templado con lluvias en verano	Pradera
Cs	Templado, con lluvias en invierno	Matorrales
Df	Boreal, con lluvias de todo el año	Bosque de coníferas
Dw	Boreal, con lluvias en verano	Bosque de coníferas
Et	Frio, tundra	Musgo, líquenes
Ef	Polar, de hielo perenne	Variable
H	Frio, tierras altas	

Cuadro 07: Clasificación Climática de Koppen

Y según la clasificación Morfoclimática Chorley , nuestra zona de trabajo tiene un clima continental Seco.

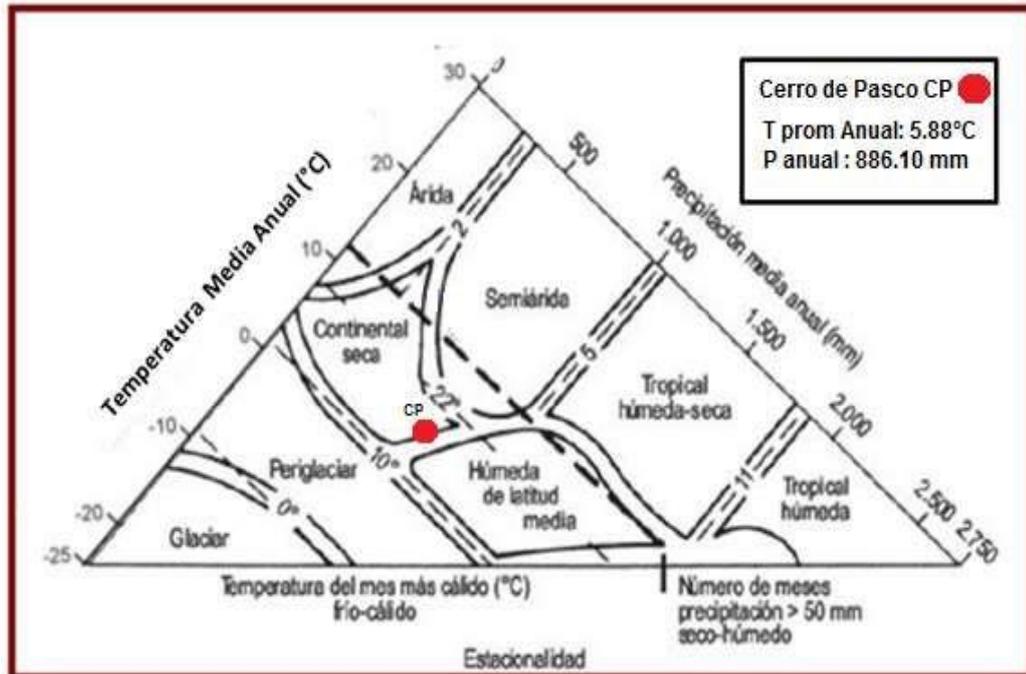


Figura 28: Regiones Morfoclimáticas, (Chorley et al., 1984)

4.1.9. FLORA Y FAUNA

4.1.9.1. Flora

Vegetación de macizos alto andinos con extensos pajonales de Íchu (Stipa ichu) y pocas especies herbáceas y arbustivas, como el queñual (Polylepis spp.), el berro y las huamanpintas.

4.1.9.2. Fauna

Mamíferos: Venado (*Odocoileus virginianus*), llama (*Lama glama*), zorros (*Ducisyon culpaeus*), vizcachas (*Lagidium peruanun*), gato montés (*Oncifelis colocolo*), zorrillo (*Conepatus chinga*) y la presencia esporádica de pumas (*Felis concolor*). **Reptiles:** Lagartijas (*Liolaemus* sp.)

Aves: Existe gran diversidad de aves, destacan los cernícalos (*Falco sparverius*), aguiluchos cordilleranos (*Buteo poecilochrous*), halcones peregrinos (*Falco peregrinus*), bandurrias de la Puna (*Theristicus branickii*), yanavicos (*Plegadis ridwadi*), huallatas (*Chloephaga melanoptera* Eyton), perdices de Puna (*Tinamotis pentlandii*), pollas de agua (*Gallinula chloropus pauxila*), gallineta negra (*Laterallus tuerosi*), flamenco o parihuana (*Phoenicopterus chilensis*), lique-lique (*Vanellus resplendens*), y la gaviota andina (*Larus serranus*). y especies de patos, tales como el pato sutro (*Anas flavirostris*), pato jerga (*Anas georgica*), pato puna (*Anas puna*), pato rana (*Oxyura jamaicensis*),

Peces: De laguna tales como bagres (*Pygidium taczanowskii*) y challhuas (*Orestias elegans* y *Orestias empyraeus*).



Figura 29: Laguna Chinchaycocha Flora y Fauna (Parihuanas).

4.1.10. RECURSOS NATURALES

Dentro de nuestro área de trabajo se cuenta con un recurso vital primario y renovable, como es el agua ya que se toma directamente de las Lagunas: Llacsacocha, Naticocha y Huaroncocha; la cual nos sirve tanto para las actividades mineras como para el consumo doméstico.

Desde el punto de vista de los recursos naturales no renovables, tenemos la actividad minera, localizándose dentro del cuadrángulo de Ondores las minas de Huarón, Animón, Islay, las cuales son productoras de plomo, plata y Zinc.

4.1.11. GEOLOGIA REGIONAL

GENERALIDADES

Las Unidades litoestratigráficas que afloran en la región minera de Animón están constituidos por sedimentitas de ambiente terrestre de tipo “molásico” conocidos como “Capas Rojas”, rocas volcánicas andesíticas y dacíticas con plutones hipabisales.

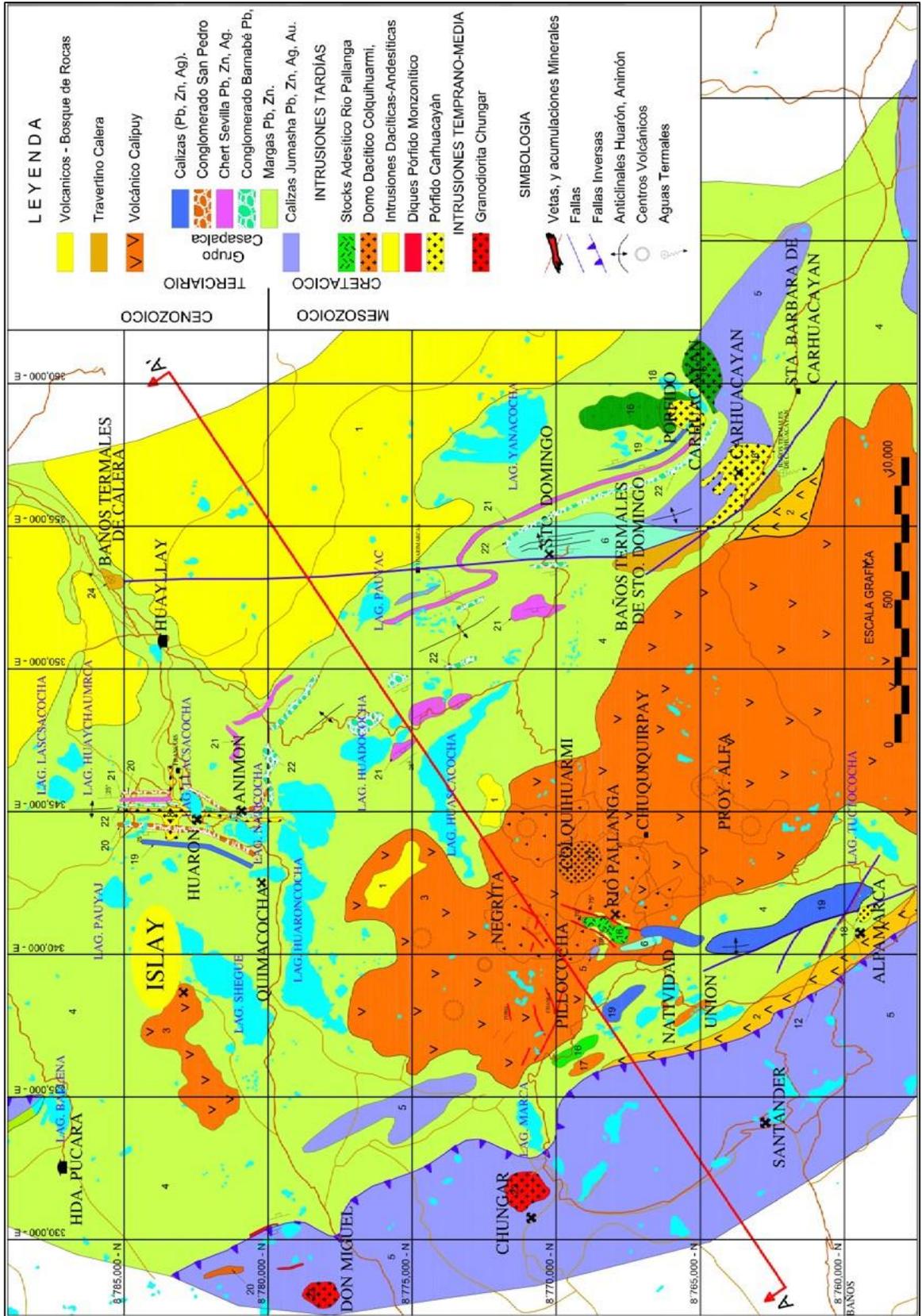
En la región abunda las “Capas Rojas” pertenecientes al Grupo Casapalca que se encuentra ampliamente distribuida a lo largo de la Cordillera Occidental desde la divisoria continental hacia el este y está constituido por areniscas arcillitas y margas de coloración rojiza o verde en estratos delgados con algunos lechos de conglomerados y esporádicos horizontes lenticulares de calizas grises, se estima un

grosor de 2,385 metros datan al cretáceo superior terciario inferior (Eoceno).

En forma discordante a las “Capas Rojas” y otras unidades litológicas del cretáceo se tiene una secuencia de rocas volcánicas con grosores variables constituido por una serie de derrames lávicos y piroclastos mayormente andesíticos, dacíticos y riolíticos pertenecientes al Grupo Calipuy que a menudo muestran una pseudoestratificación subhorizontal en forma de bancos medianos a gruesos con colores variados de gris, verde y morados. Localmente tienen intercalaciones de areniscas, lutitas y calizas muy silicificadas que podrían corresponder a una interdigitación con algunos horizontes del Grupo Casapalca. Datán al cretáceo superior-terciario inferior (Mioceno) y se le ubica al Suroeste de la mina Animón.

Regionalmente ocurre una peneplanización y depósitos de rocas volcánicas ácidas tipo “ignimbritas” tobas y aglomerados de composición riolítica que posteriormente han dado lugar a figuras “caprichosas” producto de una “meteorización diferencial” conocida como “Bosque de Rocas” datan al plioceno.

Completan el Marco Geológico-geomorfológico una posterior erosión glacial en el pleistoceno que fue muy importante en la región siendo el rasgo más elocuente de la actividad glacial la creación de grandes cantidades de lagunas.



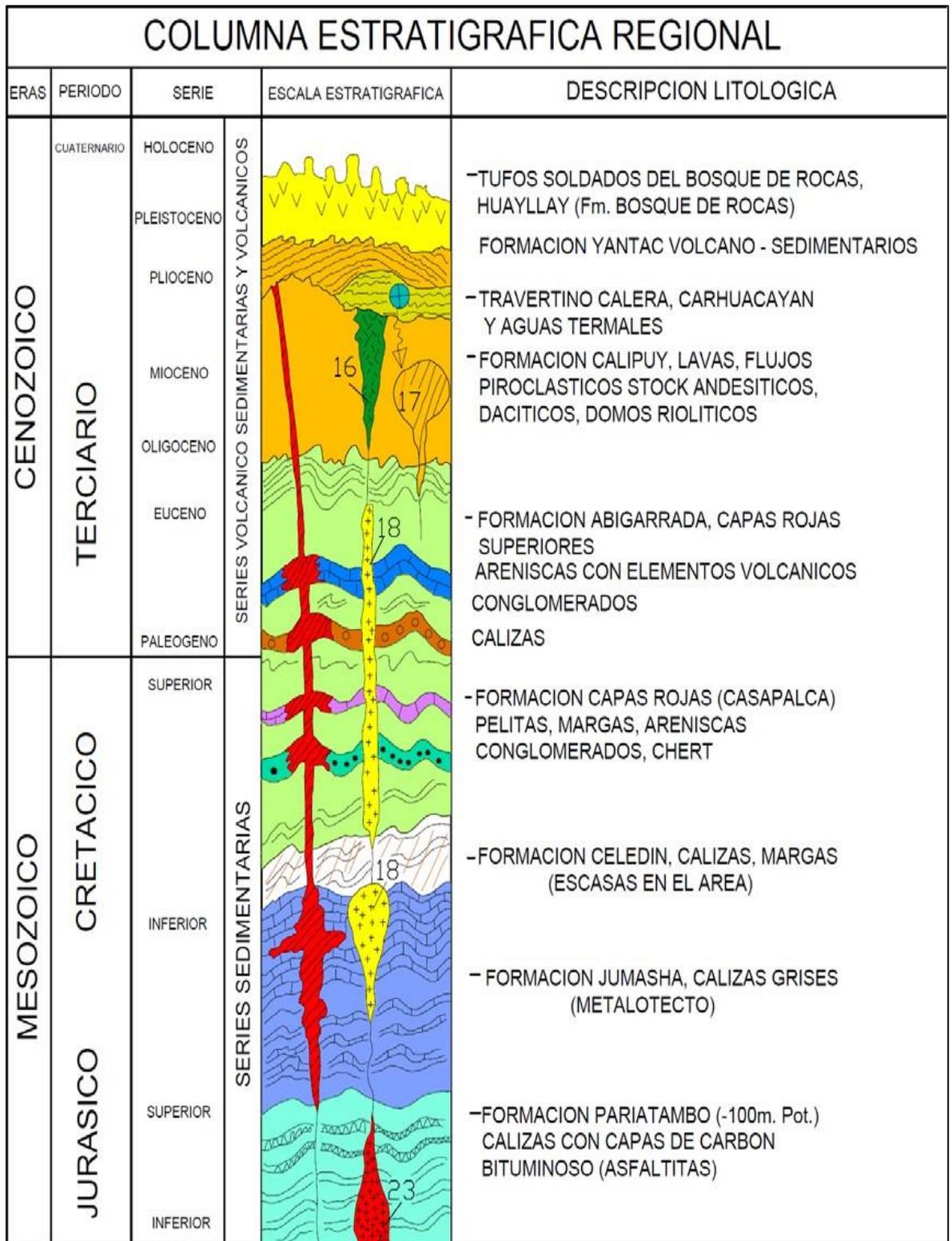


Figura 30: Columna Estratigráfico Regional

4.1.12. ESTRATIGRAFIA

FORMACIÓN PARIATAMBO (Ki-pt)

Esta formación está constituida de calizas y margas bituminosas de color negro con intercalaciones de calizas oscuras tabulares que se rompen a manera de lajas.

Aflora en el borde oriental de la Cordillera La Viuda y el Nevado Alcaay, con cierto paralelismo a las calizas Jumasha. Sobreyace e infrayace concordantemente a las formaciones Chúlec y Jumasha, respectivamente, contrastando por su color oscuro y bituminoso.

Su nombre proviene del paraje de Pariatambo (La Oroya), en el departamento de Junín.

Edad y Correlación

Esta unidad presenta abundantes fósiles, principalmente Amonites (BENAVIDES, V., 1956) sin embargo en el área de estudio no se ha reportado ningún fósil. En base a la posición estratigráfica y reporte de fósiles en otros lugares se le ubica en el Albiano medio a tardío, presenta amplia distribución en la región andina central y septentrional.

FORMACIÓN JUMASHA (Ks-ju)

Descrita inicialmente por Mc LAUGHLIN, D. (1925) en el caserío de Jumasha, y en la laguna Punrún (hoja de Oyón).

Esta formación consiste de calizas gris a gris parduzcas masivas, en bancos medios a gruesos, muy resistentes a la erosión. Morfológicamente, presenta picos agrestes, escarpados y conspicuos.

Sus mejores afloramientos se encuentran en la hoja de Ondores con un espesor aproximado de 400m, ocupando las altas cumbres como las Cordilleras Puagjanca y La Viuda, así como los Nevados Alcaj, Lashual.

Edad y Correlación

En el área de estudio no se ha reportado fósiles, pero por su posición concordante sobre la Formación Pariatambo y debajo de la Formación Celendín, se le asigna una edad de Albiano superior-Turoniano.

FORMACIÓN CELENDÍN (Ks-ce)

En el cuadrángulo de Ondores próximo a la Cordillera de Puagjanca, se ha determinado un delgado afloramiento, constituido por margas grises a pardo amarillentas que intemperizan a color amarillo crema con delgadas intercalaciones de caliza gris en capas delgadas. Presenta morfología suave, ondulada y tiende a erosionarse rápidamente.

Esta unidad marca el fin de la sedimentación marina del Mesozoico, que presentó gran amplitud de desarrollo a lo largo de las facies de cuenca y plataforma que en la actualidad es ocupada por la Cordillera Occidental.

Suprayace en concordancia sobre la Formación Jumasha, infrayaciendo en discordancia a la Formación Casapalca, aunque en el área de estudio se encuentra en contacto fallado.

BENAVIDES, V. (1956) describió con este nombre en la localidad de Celendín Cajamarca, a una secuencia lutácea y calcárea del Cretáceo superior.

Edad y Correlación

En el área no se encontraron fósiles diagnósticos, sin embargo presenta fauna variada y amonites (BENAVIDES, V., 1956; WILSON, J., 1963-1967). Asimismo, encontraron en la región Norte andina amonites típicos del Coniaciano y Santoniano.

FORMACIÓN CASAPALCA-CAPAS ROJAS (Kp-ca)

Esta unidad aflora extensamente sobre el geoanticlinal del Marañón con varios cientos de metros de potencia (Mc LAUGHLIN, D.H., 1924). Por lo general, la serie de capas rojas consiste íntegramente de sedimentos, constituida por lutitas, limolitas, areniscas de colores rojo ladrillo, hacia la base presenta niveles de conglomerados con clastos de calizas, areniscas rojas e intrusivos, hacia el tope se observa predominancia de calizas blanquecinas con intercalaciones de areniscas conglomerádicas rojizas.

En la hoja de Ondores se observa cerca de la laguna de Chungar (Oeste de Huayllay) y en las vecindades de Ticlio se encuentra asociada a una andesita porfirítica a manera de sills o derrames (HARRISON, J., 1956).

Su potencia es variable de un lugar a otro, así en las vecindades de la laguna Marcapomacocha (Ondores) la serie presenta más de 1000 m., siendo más potente que en el valle de Corpacancha.

Edad y Correlación

Sobreyace aparentemente en concordancia sobre la Formación Celendín e infrayace en discordancia a los volcánicos del Grupo Calipuy y tufos Huayllay.

Por su relación estratigráfica y evidencia paleontológica se considera haberse depositado desde el Cretáceo hasta el Paleógeno temprano. Se correlaciona con la formación del mismo nombre del Perú central y con la Formación Chota descrita por BENAVIDES, V: (1956) en el Norte del Perú.

FORMACIÓN YANTAC (Pe-y)

Con este nombre se designa a una secuencia volcano-sedimentaria, inicialmente descrita por HARRISON, J. (1956), denominado como Serie Abigarrada.

Constituida por rocas clásticas y piroclásticas, variando a conglomerados, areniscas gris parduzcas, caliza arenosa, limolitas y lutitas de colores abigarrados (verde a marrón, púrpura, rosado, gris, blanco y pardo). Sus mejores afloramientos se observan hacia el lado sur occidental de Santa Bárbara de Carhuacayán (Ondores).

En la ruta de la mina Alpamarca a la mina Santander se observan capas estratificadas de sedimentos, areniscas, conglomerados, calizas con lavas andesíticas, basálticas, compactas de colores abigarrados que hacen muy característico su reconocimiento, sobrepasa los 150 m. de potencia; mientras al Oeste de la divisoria continental, cerca de la Cordillera La Viuda, la potencia es de unos 80 m y consiste de conglomerados con cantos de cuarcita, caliza arenosa y capas rojas arcillosas y guijarros. La potencia aumenta hacia el SE a lo largo de la Cordillera de Viuda.

Edad y Correlación

En los sedimentos de esta unidad no se ha encontrado fósiles. La posición estratigráfica es importante ya que sobreyace en discordancia sobre las capas rojas de la Formación Casapalca e infrayace en discordancia a la serie volcánica Paleógena, por lo que se asume una edad del Eoceno-Oligoceno.

GRUPO CALIPUY (PN-vca)

El Grupo Volcánico Calipuy descansa en discordancia sobre la Formación Casapalca; fue depositado después del período de plegamiento, erosión y levantamiento que afectaron a la Formación Casapalca y que culminaron con una amplia superficie de erosión.

Los mejores afloramientos se ubican en el lado Occidental de la hoja de Ondores, constituidos por rocas piroclásticas gruesas, lavas ácidas e ignimbritas dacíticas, aunque entre la carretera de la Cordillera la Viuda a Canta la secuencia es extremadamente variada, consistiendo principalmente de lavas andesíticas púrpuras, piroclastos gruesos, tufos finamente estratificados, basaltos, riolitas y dacitas, todos los cuales presentan variaciones laterales bastante rápidas, y se puede definir que la parte superior del Calipuy es más ácida que la parte inferior y es particularmente rica en ignimbritas.

También es considerado como un metalotecto muy importante por albergar mineralización de tipo hidrotermal.

Edad y Correlación

Estratigráficamente, es conocido que los depósitos descansan sobre una superficie de erosión bien desarrollada como es la Formación Casapalca del Cretáceo superior y Paleógeno en notoria discordancia.

Con evidencia de dataciones radiométricas hechas por varios autores los cuales esclarecen el problema. FARRAR, E. y NOBLE, D. (1976) en dos muestras tomadas en la localidad de río Pallanga por el método K-Ar, obtienen edades que oscilan entre 14.58 ± 0.48 y 14.67 ± 0.48 M.A. Con estos datos, el Grupo Calipuy es del Mioceno.



Figura 31: Capas Rojas del Grupo Casapalca y Volcánico Calipuy
FORMACIÓN HUAYLLAY (Np-h)

Después de la última Fase Tectónica andina hubo una actividad volcánica con ignimbritas que rellenaron las superficies de erosión bajo la forma de efusiones lávicas andesíticas intercaladas con piroclastos. Así, el

afloramiento más notable se observa en los alrededores de Huayllay, teniendo buena extensión hacia el cuadrángulo de Ondores (próximo a Santa Bárbara de Carhuacayán) y Cerro de Pasco (Hacienda Conoc), formando una extensa meseta alargada de dirección andina.

Morfológicamente es ondulada a agreste, presenta disyunción columnar bien desarrollada, la cual se “intemperizó” dando un paisaje fantástico que hace recordar a árboles nudosos y retorcidos conocido con el nombre de “Bosque de Piedras” formando más de 500 figuras caprichosas, principalmente de animales formados por la acción del intemperismo.

Litológicamente, es un tufo porfirítico blanco friable que contiene vidrio, plagioclasa, cuarzo redondeado y hojas brillosas de biotita, estando presente clastos de pómez que no están aplanado; todos los cristales están frescos y tienen apariencia de brillo primitivo y se encuentran en posición subhorizontal rellenando paleo-relieves.

Edad y Correlación

En el Cerro Shayhua Cruz (próximo a Huayllay) se reporta una edad de 6.2 ± 0.2 (6.4) M.A. por el método K-Ar (WILSON, J. 1975). En base a estas edades se le ubican en el Plioceno.

Es equivalente a las formaciones Fortaleza y Yungay, con edades de 4.9 M.A. y 6.9 M.A. (WILSON, J., 1975) y aflora en el lado Noroccidental del área. Descansa sobre una superficie de erosión de topografía denominada como Superficie Puna

(Mc LAUGHLIN, D.H., 1924)

Modo de Depósito

Ninguna fuente de alimentación para estas capas han sido localizadas con seguridad. Aunque hay una fuerte similitud litológica con los intrusivos de alto nivel, hay substancial diferencia de edad y parece que los dos pueden estar relacionados.



Figura 32: Bosque de Piedras Huayllay

DEPÓSITOS CUATERNARIOS (Q)

Constituye todos los depósitos de cobertura, generalmente no consolidados y que tienen distribución irregular en el área de estudio. Estos materiales se han acumulado como resultado de procesos glaciares, aluviales, fluviales de fenómenos de geodinámica externa. Se ha diferenciado los siguientes depósitos:

DEPÓSITOS MORRÉNICOS

Estos depósitos son producto de glaciación y se ubican sobre los 4000 msnm a manera de lomadas con cresta morrénica bien definida, constituidos por bloques, gravas, arena y limo en matriz areno-limosa pobremente clasificados, a veces con leve pseudo-estratificación y lentes como testigo de fusiones estacionales durante el período glaciario.

En el fondo y laderas de los valles se depositaron morrenas, mientras muy a menudo se formaban lagos por fusión del hielo detrás de las morrenas terminales.

La ablación ocasiona valles en forma de "U", circos glaciares, aborregamientos, picos altos angulosos ocasionados por la acción del hielo durante la glaciación y en la actualidad

DEPÓSITOS FLUVIOGLACIARES

Es el material acarreado por medio fluvial (agua) y glaciario (hielo) que se deposita a manera de llanuras con característica de erosión fluvial producto del deshielo y que guarda relación con el proceso erosivo activado por el levantamiento andino y las diferentes etapas de glaciación.

Están constituidos por gravas, arenas, limos algo consolidados con cierta estratificación, clastos subredondeados a subangulosos y los fragmentos son de composición variable dependiendo del lugar de procedencia.



Figura 33: Depósitos Fluvioglaciares

DEPÓSITOS BOFEDALES

Comprende a materiales acarreados sobre una depresión o planicie constituida por arenas, limos y gravas, siendo característica importante la acumulación de agua formando terrenos “fangosos” a “pantanosos”. Se observa principalmente en las márgenes del lago de Junín Chinchaycocha siendo determinada como parque ecológico por el abundante desarrollo de peces, variedad de aves, etc. y especímenes de totora.



Figura 34: Depósitos Bofedales-Chinchaycocha

DEPÓSITOS COLUVIALES

Son aquellos depósitos que se encuentran al pie de las escarpas, laderas prominentes, como material de escombros constituidos por bloques de

gravas, guijarros con clastos subangulosos a angulosos y matriz areno-limosa que no han sufrido transporte.



Figura 35: Depósitos Coluviales

DEPÓSITOS ALUVIALES

Se ubican en las partes bajas del área de estudio, generalmente por debajo de los 4,100 msnm. Presenta capas de grava gruesa y fina con cierta clasificación y elementos redondeados a subredondeados, asociados en capas de arena, limo y en proporciones variables; buenos ejemplos se observan en ambas márgenes de los ríos: Huallaga (Ambo), San Juan (Cerro de Pasco) y Mantaro (Ondores). Estos depósitos forman típicos “conos aluviales” de variada amplitud, ubicándose en el lado oriental del lago de Junín (Chinchaycocha) y que a la vez ha servido para el desarrollo de centros poblados y terrenos de cultivo.

4.1.13. ROCAS INTRUSIVAS

Los intrusivos que afloran en el área de estudio corresponden a cuerpos emplazados en forma de rocas plutónicas e hipabisales localizados en diferentes épocas.

En la zona alta de la Cordillera Occidental y alrededores de Cerro de Pasco se presentan grupos de intrusivos menores de características hipabisal relacionados a yacimientos hidrotermales que se distribuyen irregularmente a lo largo de la Cordillera Occidental y Oriental, denominados como stocks de alto nivel.

Stock e Intrusivos de Alto Nivel

Se encuentran limitados entre la Cordillera Occidental y la Oriental; son de tamaño generalmente de 4 km² pero raramente pueden alcanzar 10 km², son completamente diferentes en orden de magnitud con respecto del batolito de Huánuco y al macizo de San Rafael; están distribuidos sobre áreas muy grandes intruyendo a rocas generalmente del Paleógeno, tenemos Carhuacayan, Rio Pallanga y Colquihuarmi.

Huarón

A 7 km al Oeste de Huayllay aflora un stock alargado de monzonita cuarcífera a pórfido de cuarzo, cortado por un enjambre de seis diques y emplazado en la Formación Casapalca y volcánicos del Grupo Calipuy. Intrusivo que es el causante de la mineralización Cu, Pb, Zn, Ag en la mina Huarón.

4.1.14. GEOLOGIA ESTRUCTURAL

El dominio estructural está definido por el anticlinal Animón - Huarón, con eje de rumbo N 30° W (orientación andina). En el flanco occidental los estratos buzcan en promedio entre 30° a 40° al NW, la estructura tiene una longitud de 5Km.

Próximo al tajo Quimacocha (500m al NE de la Laguna Quimacocha, se ha podido reconocer una falla (relacionada a la mineralización) de rumbo N 70° W, y buzamiento 80°-85° SW, presenta un lineamiento continuo hasta la mina Islay (hacia el Oeste) y al lado Este de la Laguna Naticocha. La Veta Principal de la mina Animón es una falla importante, tiene un rumbo promedio de N 75°- 80° W, y buzamiento de 80° – 85° NE. Las vetas tensionales asociadas a la Veta Principal de Animón, estarían comprendidas dentro de un sistema de abertura de dilatación extensional, con una orientación NNE y los fallamientos de orientación EW están relacionados a las estructuras principales. Finalmente existen fracturas de orientación antiandina asociadas a la tectónica compresiva regional que afecto el área Animón - Islay.

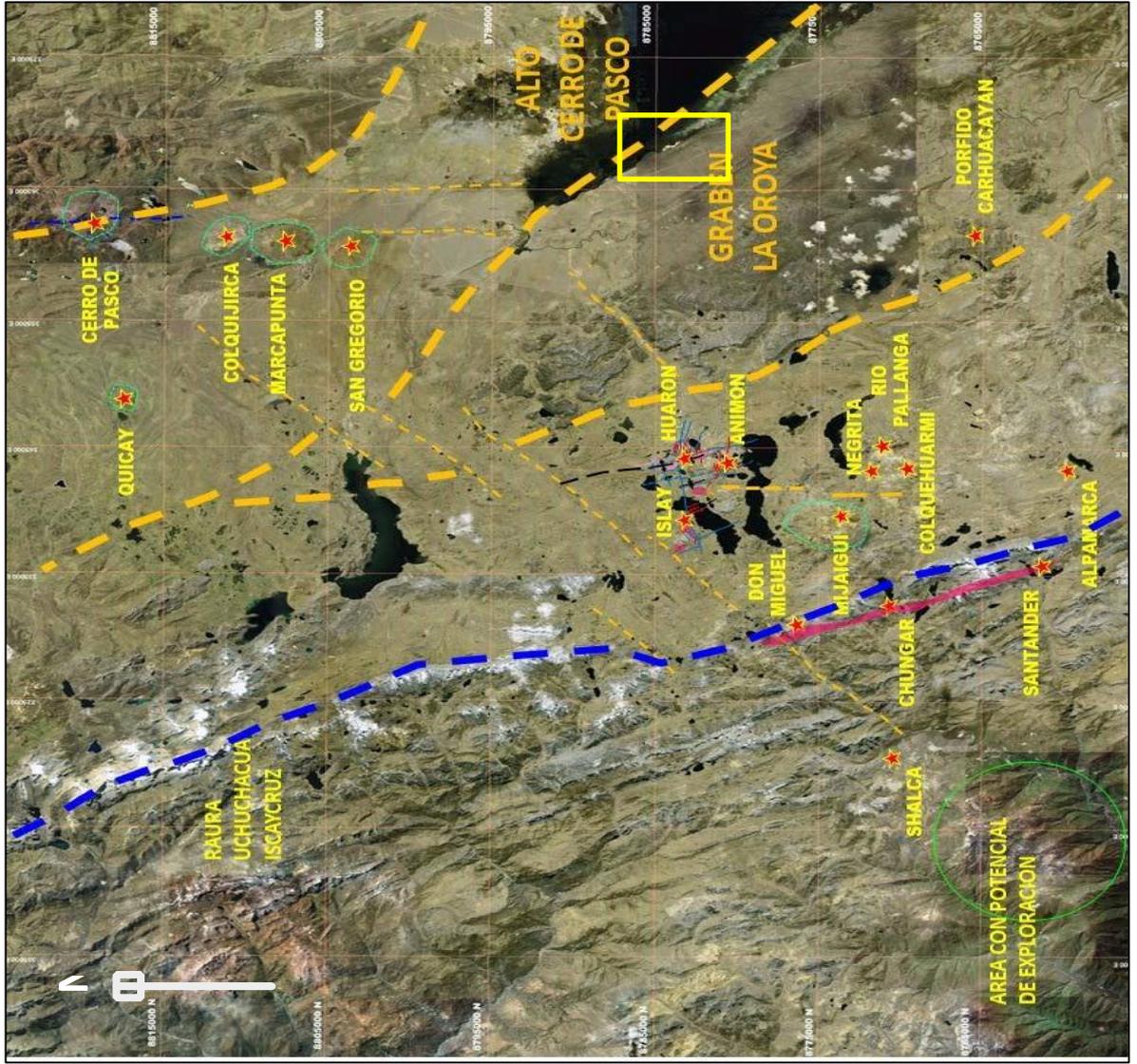


Imagen Satelital con las estructuras regionales y Yacimientos principales.



Falla Regional Inversa



Fallas Regionales NW



Fallas Tensionales NNE

Mapa 06: falla reogionla y fallas locales

PLEGAMIENTO

Por acción de la Orogénesis Incaica, por esfuerzos compresivos Este-Oeste, los sedimentos preterciarios y terciarios han sido fuertemente plegados en estructuras que se orientan en forma regional al N 25° W. La manifestación tectónica principal de la zona es el anticlinal de Huarón, cuyas características son las siguientes:

- Es un pliegue asimétrico, con el flanco oriental de mayor buzamiento 50°-60°E que el occidental 35°-42°W.
- El plano axial se orienta al N 20°-30°W y se inclina al oeste.
- El plano axial presenta en la parte central del distrito una suave convexidad hacia el este.
- El eje del anticlinal presenta doble hundimiento; la parte norte se hunde 15°-20° al Norte y la parte Sur 5° a 8° al Sur.
- Las dimensiones de la estructura son de 20 Km. a lo largo de la zona axial longitudinal y 6 Km. a lo largo de la zona axial transversal (se toma como horizonte guía el techo del chert Córdova).



Mapa 07: Anticlinal Animón-Huarón Imagen extraída de google Earth

A 3.5 Km. al oeste del anticlinal de Animón-Huarón se ubica el sinclinal de Quimacocha cuyo plano axial es paralelo al anticlinal de Huarón. La geometría del anticlinal de doble hundimiento implica que la estructura ha sido originada por una deformación dómica en respuesta a fuerzas tectónicas dirigidas hacia el Este y hacia arriba, la resultante mayor orientada a $N65^{\circ}E$ fue aplicada en la parte central del distrito y la resultante intermedia fue dirigida hacia arriba.

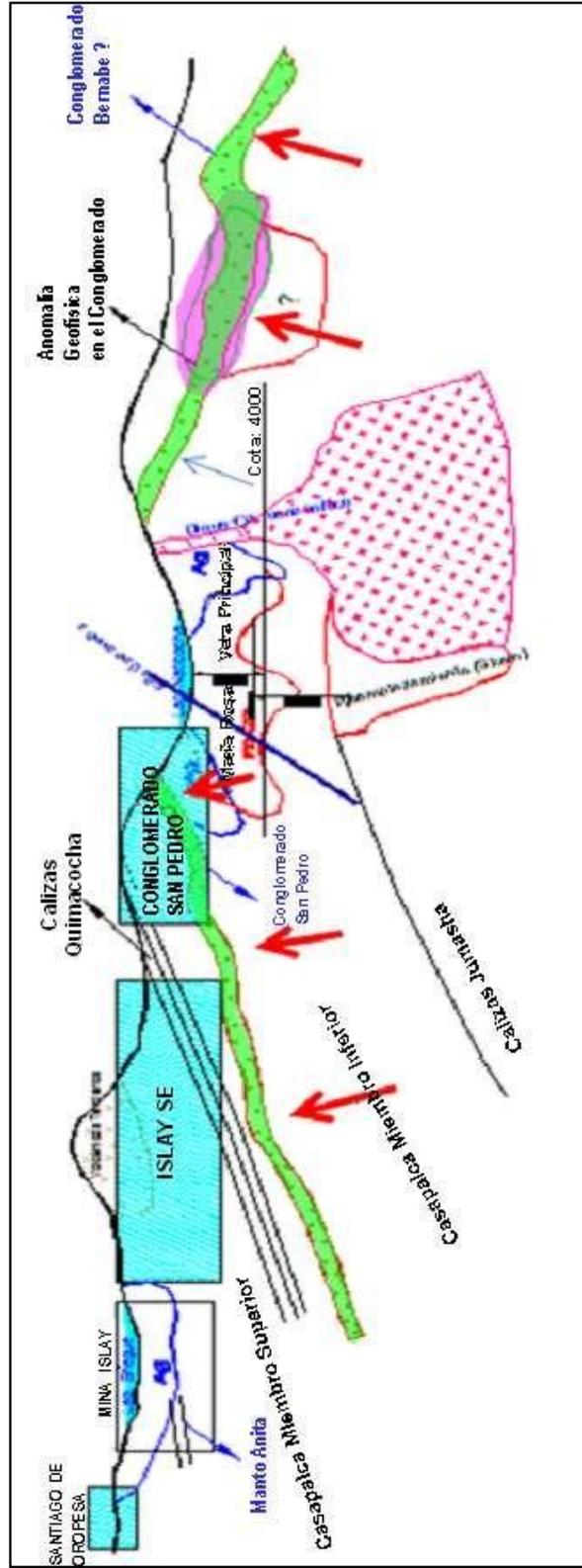
La ausencia de fracturas pre-intrusivas tensionales y de cizallamiento indican que la deformación del anticlinal se efectuó dentro de los límites elásticos específicos que caracterizan a las unidades litológicas, por lo tanto la acumulación de una enorme energía, en estado latente dentro de la estructura fue el efecto concomitante a la acción de los esfuerzos de compresión en épocas preintrusivas. Posterior al depósito de los piroclastos de Huayllay y en épocas post-minerales se registró un

plegamiento adicional de poca intensidad (plegamiento Quichuano) que ha producido suaves ondulaciones en la formación Huayllay.

FRACTURAMIENTO

En épocas posteriores el emplazamiento de los diques axiales, el anticlinal de Huarón fue nuevamente comprimido por fuerzas dómicas cuya principal resultante fue orientada al S 80° E y hacia arriba. Estas fuerzas sobrepasaron el límite elástico de las formaciones litológicas y dieron origen al fracturamiento transversal y longitudinal del anticlinal y al desplazamiento ascensional de la parte central del distrito.

El fracturamiento se realizó mediante dos conjuntos de fracturas preminerales: El conjunto transversal orientada en dirección E-W: y el conjunto longitudinal orientada en la dirección N-S.



Mapa 08 :Esquema estructural general

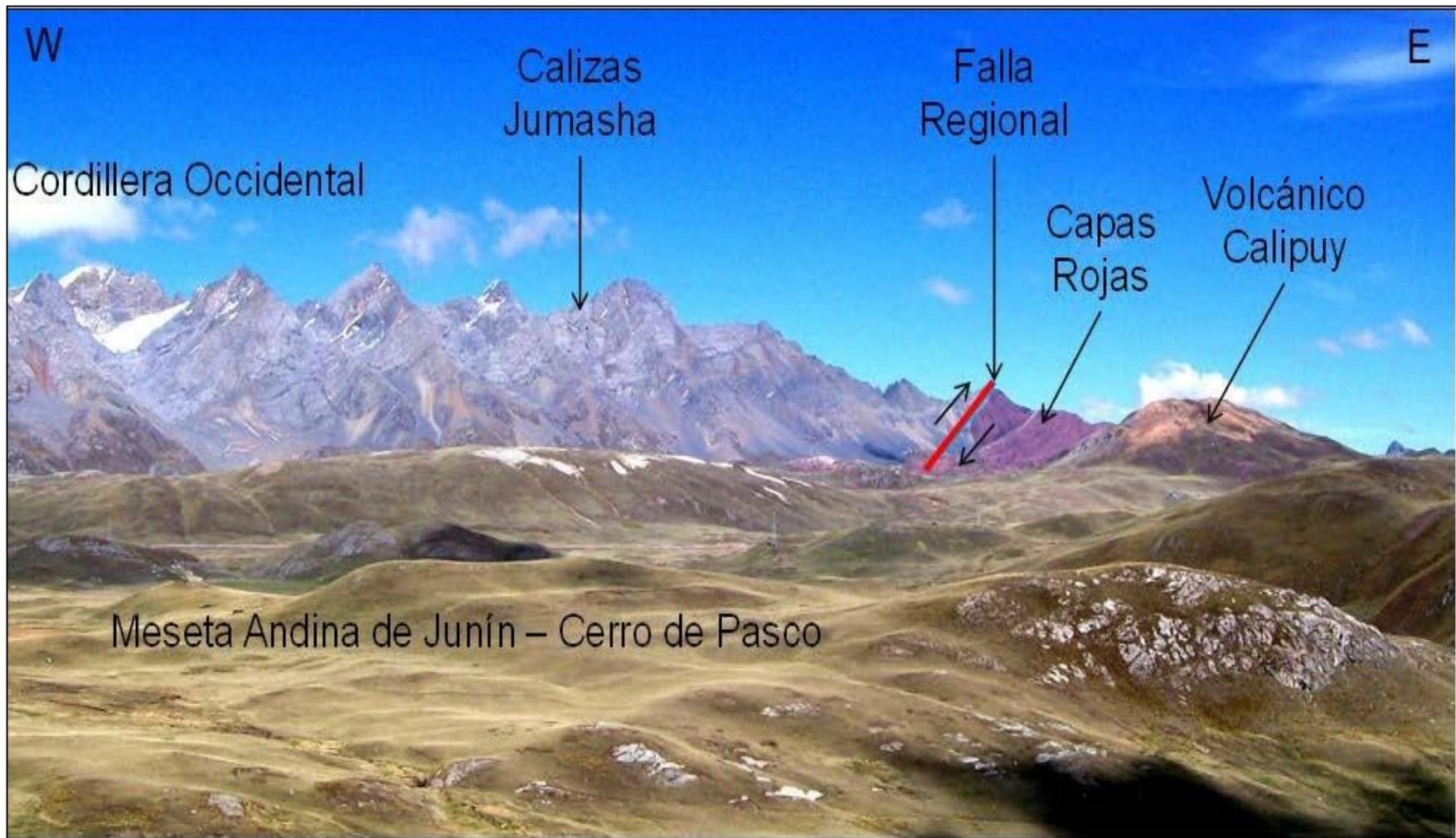


Figura 36: Falla regional de sobre escurrimiento en la línea roja, notase las calizas del Jumasha (Mesozoico – Cretácico Inferior) las capas Rojas (Cenozoico – Terciario Inferior) y el Volcánico Calipuy; foto tomada mirando al Norte.

4.1.15. GEOLOGIA LOCAL

En las “Capas Rojas” del Grupo Casapalca está ubicado el yacimiento Islay. El Grupo Casapalca presenta tres ciclos de sedimentación, motivo por el cual se considera Grupo a la Formación Casapalca.

El ciclo más antiguo es el más potente con 800m de grosor,

- El ciclo medio con una potencia de 500m
- El ciclo más joven tiene una potencia de 500m

Cada ciclo en la parte inferior se caracteriza por la abundancia de conglomerados y areniscas, en la parte superior contienen horizontes de chert, yeso y piroclásticos. La gradación de los clastos y la orientación indican que los materiales han venido del Este, (Cordillera Oriental de los Andes).

4.1.15.1. Estratigrafía

FORMACIÓN JUMASHA Cretácico Inferior – Superior

Esta Formación corresponde al Cretácico Superior, constituida por calizas y por dolomías grises claras y rosadas intercaladas con pequeños horizontes de carbón y presencia de fósiles (gasterópodos) mal preservados.

El afloramiento más típico de esta Formación se encuentra en el distrito de Canchacucho a 12Km al Norte de Animón. En la parte Sur de este paquete sedimentario hay calizas de color gris con concreciones, lentes o bandas de chert paralelas a la estratificación, la base del afloramiento está expuesta y solo se conocen 100m de potencia. Esta Formación infrayace mediante una discordancia angular al Grupo Casapalca.

GRUPO CASAPALCA (CAPAS ROJAS)

Cretácico Superior – Terciario Inferior

a. Formación Inferior

Está constituida por margas y areniscas, se ubica en la parte central y más profunda del anticlinal de Huarón, su grosor sobrepasa los 800 m.

b. Formación Media

Aflora en el flanco Este del anticlinal Animón–Huarón y es continuo por varios kilómetros con una potencia de 485m. Se distinguen los siguientes horizontes:

- **Horizonte Base.-** Conformada por el **conglomerado Bernabé** (Ver Figura N°3.2) que es un metalotecto importante de la región con un espesor de 40m y está constituido por clastos de cuarcita de 2-10cm de diámetro y matriz arenosa.
- **Horizonte Central.-** Constituido por areniscas y margas rojas, tiene una potencia de 420m.

- **Horizonte Techo.-** Este horizonte está compuesto por dos franjas de chert. Por ser un importante control litológico se le ha denominado **Chert de Sevilla** a la franja inferior (Ver Figura N°3.3) y **Chert de Córdoba** a la franja superior. Córdoba es de color violáceo y gris claro, masivo, lacustrino con un espesor de 25m.

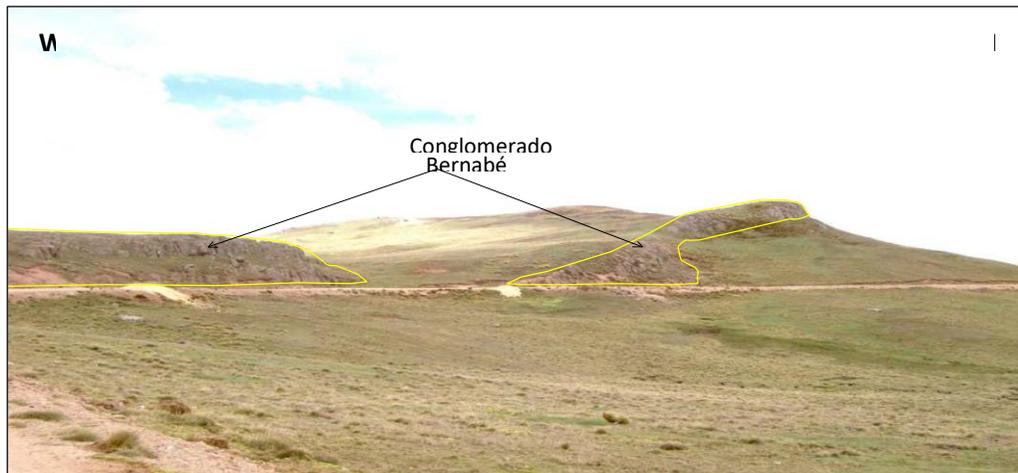


Figura 37: Las líneas de color amarillo delimitan el Conglomerado Bernabé (Horizonte Base - Formación Media del Grupo Casapalca), foto mirando al Norte.



Figura 38: Las líneas de color amarillo delimitan el Chert de Sevilla (Horizonte Central - Formación Media del Grupo Casapalca), foto mirando al Norte, flanco Oeste del Anticlinal Huarón – Animón.

c. Formación Superior

Formación principal debido a que se extiende la Veta Islay. Se divide en tres horizontes:

- **Horizonte Base.-** En la base tiene 5 niveles de conglomerados que juntos alcanzan un espesor de 80m, los sedimentos detríticos provienen de la erosión de la Formación Media; hay grandes bloques de chert redepositados, sigue una secuencia de margas rojizas con delgados niveles de areniscas rojizas y niveles calcáreos. En total esta unidad tiene un espesor de 300m.
- **Horizonte Central.-** Se inicia con conglomerados gruesos favorables para la mineralización, es un metalotecto importante de la región conocido como **“Conglomerado San Pedro”** (Ver Figura N°3.4), tiene clastos grandes de cuarcita y caliza. Los clastos son fácilmente reemplazados por sulfuros. Tiene un espesor de 20 a 50m. Los clastos de cuarcitas representan el 70%, las calizas, limolitas y areniscas el 30%, con matriz calcárea. Las margas que están encima del conglomerado son rojizas a gris verdosas, con algunos lechos de conglomerados polimícticos (clastos de cuarcita 65%, calizas, margas y areniscas 35%) con matriz calcárea. Hacia el tope se encuentran areniscas verdosas, margas pardas rojizas con esporádicos horizontes lenticulares de calizas.

- **Horizonte Techo (Quimacocha).**- Tiene una alternancia de areniscas con detritos volcánicos, conglomerados intermedios, arcosas, areniscas conglomerádicas, areniscas y niveles calcáreos chérticos de 30m y areniscas margosas.



Figura 39: Nótese el Conglomerado San Pedro (Horizonte Central - Formación Superior del Grupo Casapalca) sobreyace discordantemente sobre sedimentos conformados por areniscas y limolitas (Horizonte Base – Formación Superior del Grupo Casapalca). Vista Mirando hacia el Noreste.

ROCAS VOLCÁNICAS

GRUPO CALIPUY Terciario Medio (Oligoceno- Mioceno)

En el sector Este del área existen afloramientos de derrames lávicos y piroclastos de naturaleza dacíticas y ríolíticas de color gris blanquecinos, presentan una pseudo estratificación. La pseudo estratificación se encuentra

discordante a las rocas sedimentarias y carbonatadas de la Formación Casapalca extendiéndose más hacia el Oeste y la divisoria de aguas de Antajirca (cerca al prospecto Don Miguel).

VOLCÁNICOS HUAYLLAY Terciario Superior (Plioceno)

Está compuesto por tufos grises, brechas y cenizas volcánicas de carácter ácido, riolitas y riolitas, de grano grueso, de color gris marrón claro. Presenta estructura fluidal y hay presencia de cuarzos bipiramidales de 1 a 5mm y cristales de biotita.

En algunas zonas hay ignimbritas. En la zona de Huayllay, La Calera y Canchacucho, los volcánicos Huayllay cubren gran extensión de terreno (16Km de largo NS y 0.7Km de ancho EW), con formas caprichosas, producto del intemperismo y erosión, conjugados con sistemas de disyunción columnar. Suprayace a las Capas Rojas superiores en discordancia angular.

Cuaternario

DEPÓSITOS RECIENTES

Generalmente son depósitos fluvioglaciares como morrenas, turbales y conos de escombros que cubren las partes bajas.



Figura 40: Las líneas de color amarillo delimitan las rocas del Volcánico Calipuy que suprayace al intrusivo de composición Cuarzo Monzonita. Foto mirando al Este de la Mina Islay.

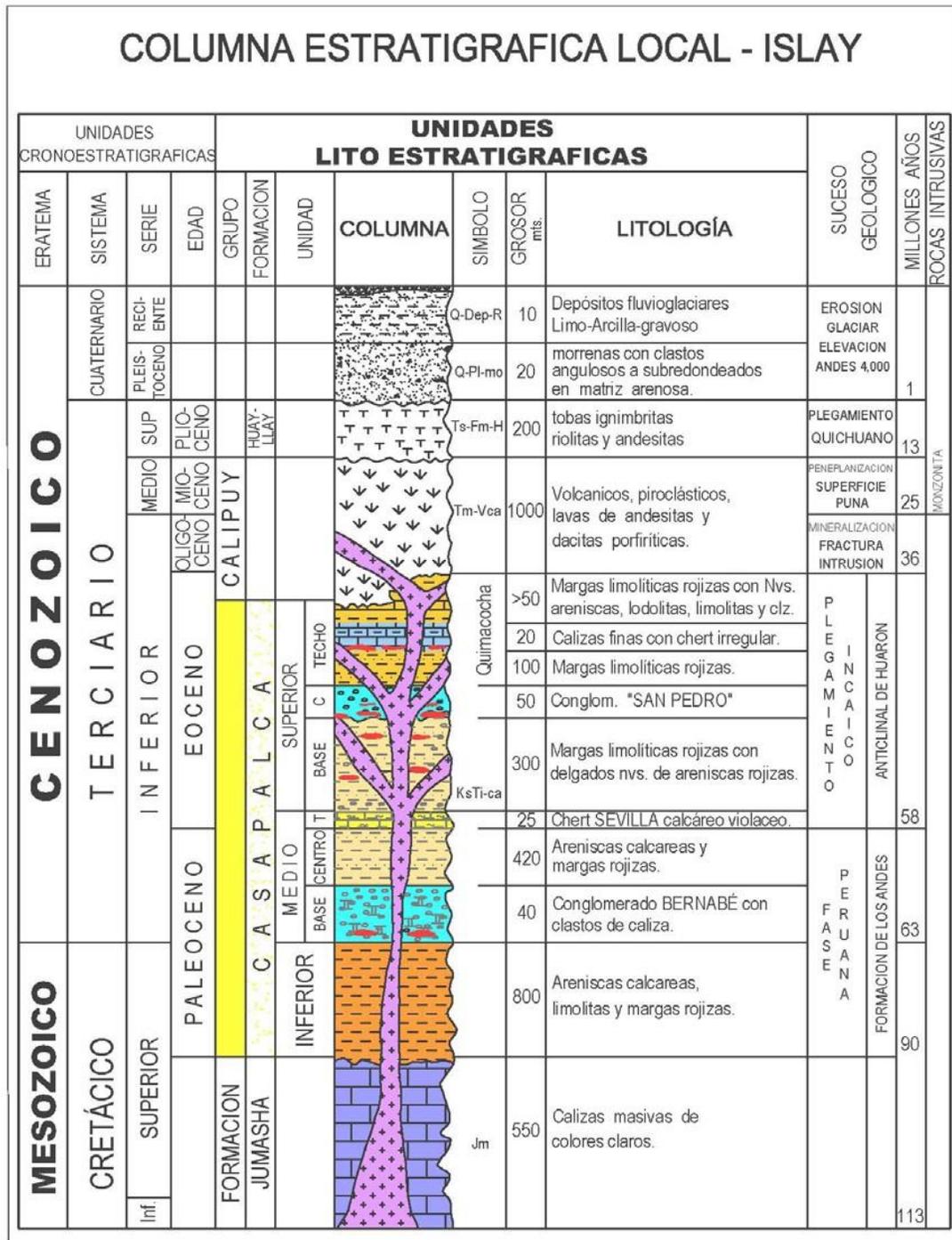


Figura 41: Columna Estratigráfica Local de la Mina Islay (Ref. Área de Geología- Chungar).

4.1.15.2. Rocas Intrusivas (Oligoceno)

Al Este de la propiedad aflora un Stock intrusivo de composición cuarzo monzonita, que corta a las rocas clásticas y carbonatadas del Grupo Casapalca. El afloramiento presenta una forma tabular con dirección paralela a la estratificación (N 10-20° W), este Stock no ha originado ningún tipo de alteración en el contacto con las margas, areniscas y conglomerados aflorantes en el sector.

El relajamiento de las fuerzas tectónicas compresionales preintrusivas en el anticlinal Animón – Huarón y la acción del rebote elástico, concentrado a lo largo de la zona axial longitudinal y de la zona axial transversal (parte convexa del anticlinal flexionado) originaron zonas de tensión o de debilidad a lo largo de los cuales se produjeron rupturas en el anticlinal. Estas fracturas sirvieron posteriormente de canales de circulación y de precipitación de los fluidos ígneos de composición monzonítica cuarcífera y se formaron diques axiales longitudinales y transversales.

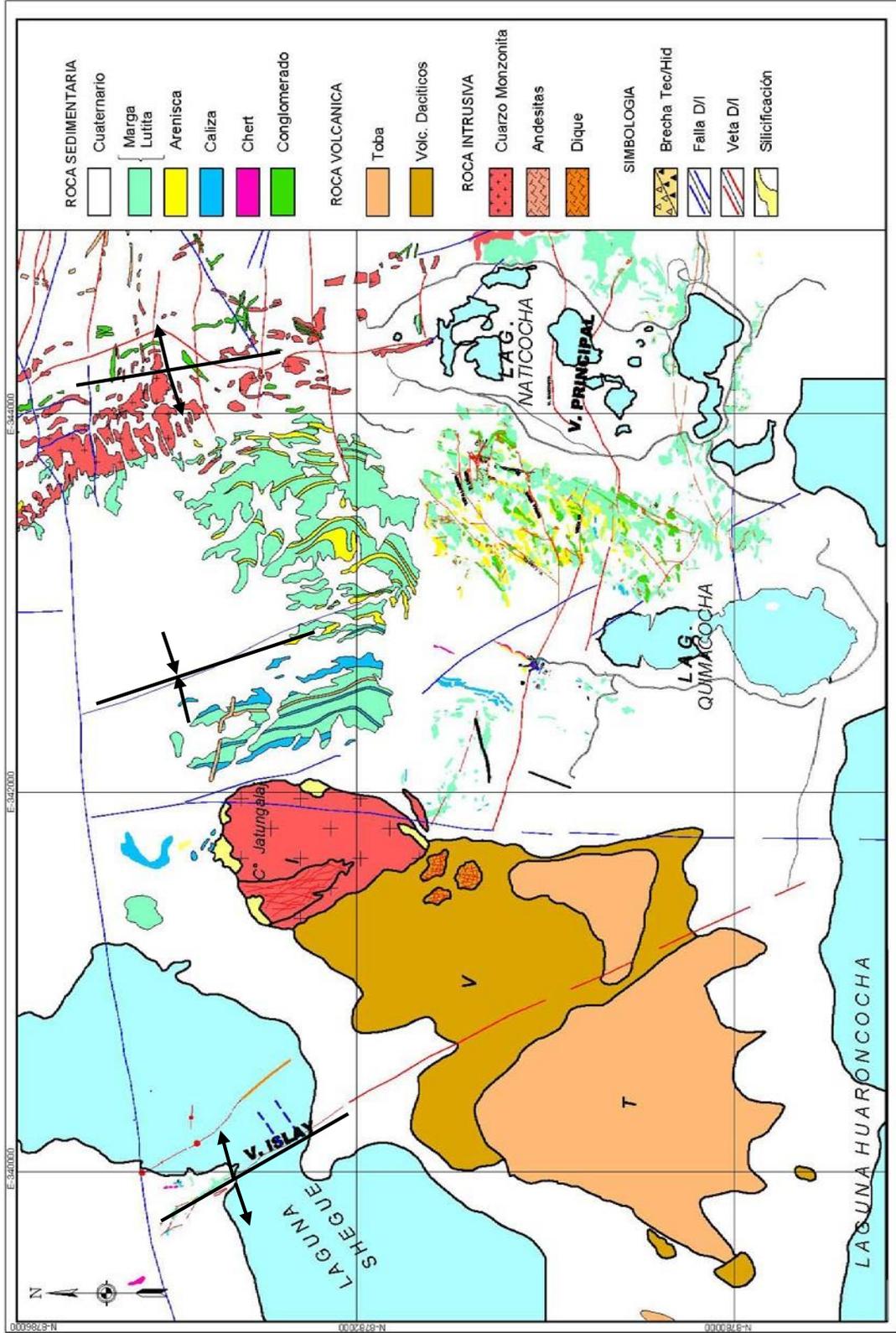
- Los diques axiales transversales intruyen la parte oriental del anticlinal. En esta zona se observan diques orientados en dirección E-W y N85°W distribuidos en una zona de 300m de ancho. Hacia el Este los diques se adelgazan y se extienden por 350-400m de longitud.
- Los diques axiales longitudinales se presentan como un enjambre de diques dentro de un cuerpo lenticular, cuya parte más ancha tiene

1.4km y se orienta al N25°W. Esta parte se adelgaza progresivamente en su recorrido de 3 Km al norte y de 5 Km hacia el Sur. Los diques axiales longitudinales muestran una duplicación en los afloramientos debido a la acción de fallas normales de edad post intrusiva y premineral, las cuales se originaron durante el movimiento de ascensión de la parte central del anticlinal Animón de doble hundimiento. El ancho de los diques longitudinales en superficie y en la parte central alcanza hasta 350m, en profundidad tienden a adelgazarse y a buzarse 85°-88° W.

En la zona central del anticlinal los diques axiales longitudinales y los diques axiales transversales se unen, adquieren su mayor potencia y son más abundantes.

Los diques longitudinales y transversales han desplazado muy pocos metros a los horizontes litológicos y no han producido metamorfismo de contacto en las rocas encajonantes.

La acción de las soluciones hidrotermales post intrusivas ha producido seritización, caolinización y fuerte piritización en los diques, por los cuales las texturas y la composición modal de los intrusivos son difíciles de visualizar.



Mapa 09 :Plano Geológico Distrital Islay (Ref. Área de Geología Chungar- Islay

4.1.16. Mineralización

Inmediatamente después de la formación de las primeras fracturas preminerales que se iniciaron en la parte central de la zona de trabajo, las soluciones hidrotermales primitivas las invadieron y circularon a lo largo de las fracturas a temperaturas relativamente altas. Los compuestos llevados en solución fueron precipitados en el siguiente orden paragenético: cuarzo lechoso, pirita, enargita y tetraedrita. La enargita es abundante en las partes centrales del distrito y la tetraedrita menos abundante.

La precipitación se realizó en un tiempo relativamente prolongado, lo que permitió la formación de cristales de diámetros medianos. En respuesta a pulsaciones tectónicas adicionales se reabrieron y ampliaron las fracturas existentes y se formaron nuevas fracturas adyacentes. También se produjo nueva actividad magmática, con la consecuente inyección de un segundo ciclo de mineralización a mediana temperatura.

El movimiento diferencial de las cajas permitió que los precipitados del primer ciclo fueron brechados, intruidos y cementados por los minerales de la segunda etapa de mineralización, cuyo orden paragenético es el siguiente: cuarzo lechoso, pirita, marmatita y galena.

El tiempo de precipitación del segundo ciclo fue más prolongado que en el primer ciclo y el enfriamiento fue más lento, por lo cual se tienen cristales de mayor diámetro. Este tipo de mineralización ha contribuido con el 50-60% del volumen total de los precipitados minerales.

La renovación de la actividad tectónica en una época posterior a la consolidación de los precipitados del segundo ciclo permitió que la parte central del anticlinal Animón – Huarón, se elevara aún más, las fracturas preexistentes se alargaran y profundizaran, formando nuevas estructuras. El brechamiento y el consecuente aumento en la permeabilidad de los minerales depositados facilitaron la circulación de nuevas soluciones hidrotermales de baja temperatura. Los precipitados respectivos presentan texturas colomorfas, botroidales y una cristalización fina, que indica una precipitación rápida en un tiempo relativamente corto. Lo característico de este ciclo es la precipitación abundante y continua de carbonatos, se inicia con la siderita y evolucionan gradualmente a dolomita, rodocrosita y calcita. Pertenecen a este ciclo además de los carbonatos, la baritina, esfalerita, galena y calcopirita.

Posterior a la precipitación de la esfalerita y galena de la tercera fase de mineralización se inició una débil lixiviación hipógena que produjo una disolución parcial en los cristales y en las paredes de pequeñas fracturas .

Geometría de los Cuerpos Mineralizados

La geometría de los depósitos del yacimiento de Islay está constituidos por estructuras vetiformes (vetas), cuerpos mineralizados (bolsonadas) y afloramientos.

Estructuras Vetiformes (Vetas)

Las Vetas son las fracturas preliminares que han sido rellenadas con minerales de Fe, Cu, Zn, Pb y Ag. Son más de 50 las Vetas que afloran en Animón Islay-Huarón. Las vetas más importantes proyectadas y desarrolladas en Animón son 4, en Islay 3 y en Huarón 25. Estos depósitos contienen el mayor volumen de la mineralización económica del distrito. La amplitud de los desarrollos horizontales en cada una de las estructuras va desde centimétricas en las Vetas de menor importancia como la Veta Nor-Este y con 300-1800m en las Vetas de mayor importancia como la Veta Principal. Estos depósitos afloran parcialmente, pero gracias a la información de perforación diamantina y desarrollo de galerías, se sabe que llegan a una profundidad de 550m en Huarón, en Animón hasta 330m y en Islay hasta 200m. La potencia de las Vetas varía desde unas decenas de centímetros hasta 8-10 metros.

Las Vetas al cruzar los diques monzoníticos tienden a ramificarse y al ingresar a los conglomerados reemplazan a clastos calcáreos. Muy pocas Vetas han sido disturbadas por fallamientos post-mineral transversal o concordante, la fuerte alteración hidrotermal de las cajas (caolinización y silicificación) está relacionada al 1er y 2do ciclo de mineralización.

La mineralización en Islay consiste en un relleno irregular de carbonatos emplazados en fallamiento de cizalla, la mineralización consiste de sulfuros base

(Pb, Zn, Cu), y Platas Rojas, dispersos en el relleno carbonatado. Las vetas hasta ahora reconocidas en Islay son tres):

La Veta Islay Piso es la más importante con 600m de largo y 250m de profundidad, buzamiento al Sur, rumbo NW-SE y potencias que llegan hasta 14m.

1. La segunda en importancia es la Veta Islay con 250m de largo y sus dos ramales que se encuentran en el extremo NW.
2. La Veta Islay Techo también conocida como Veta Fluorita, es una ramificación de la Veta Islay, con mayor potencia al norte.

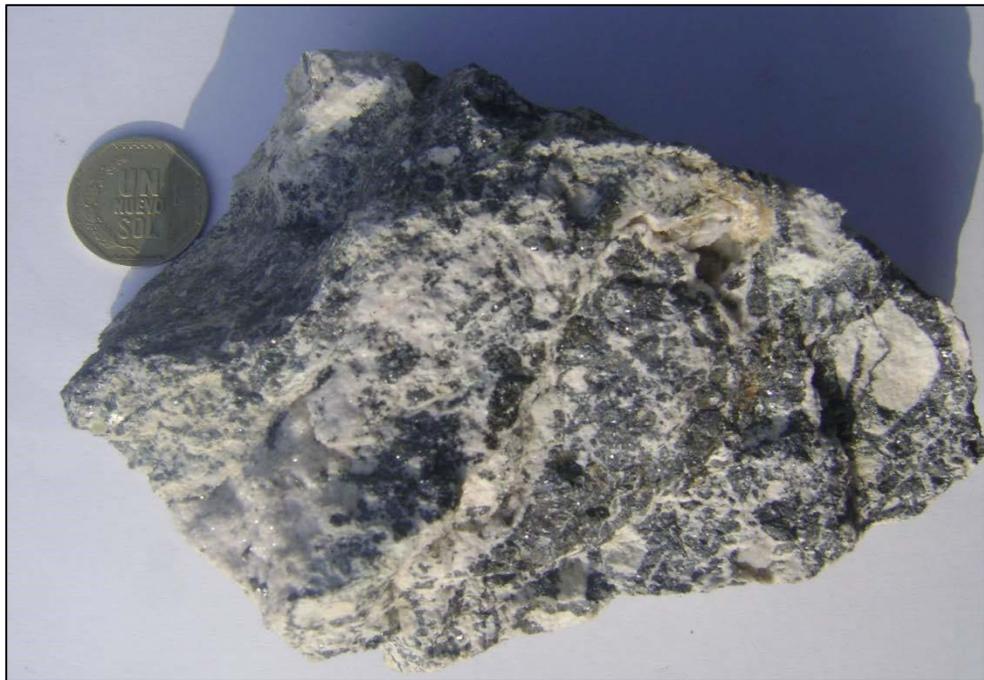
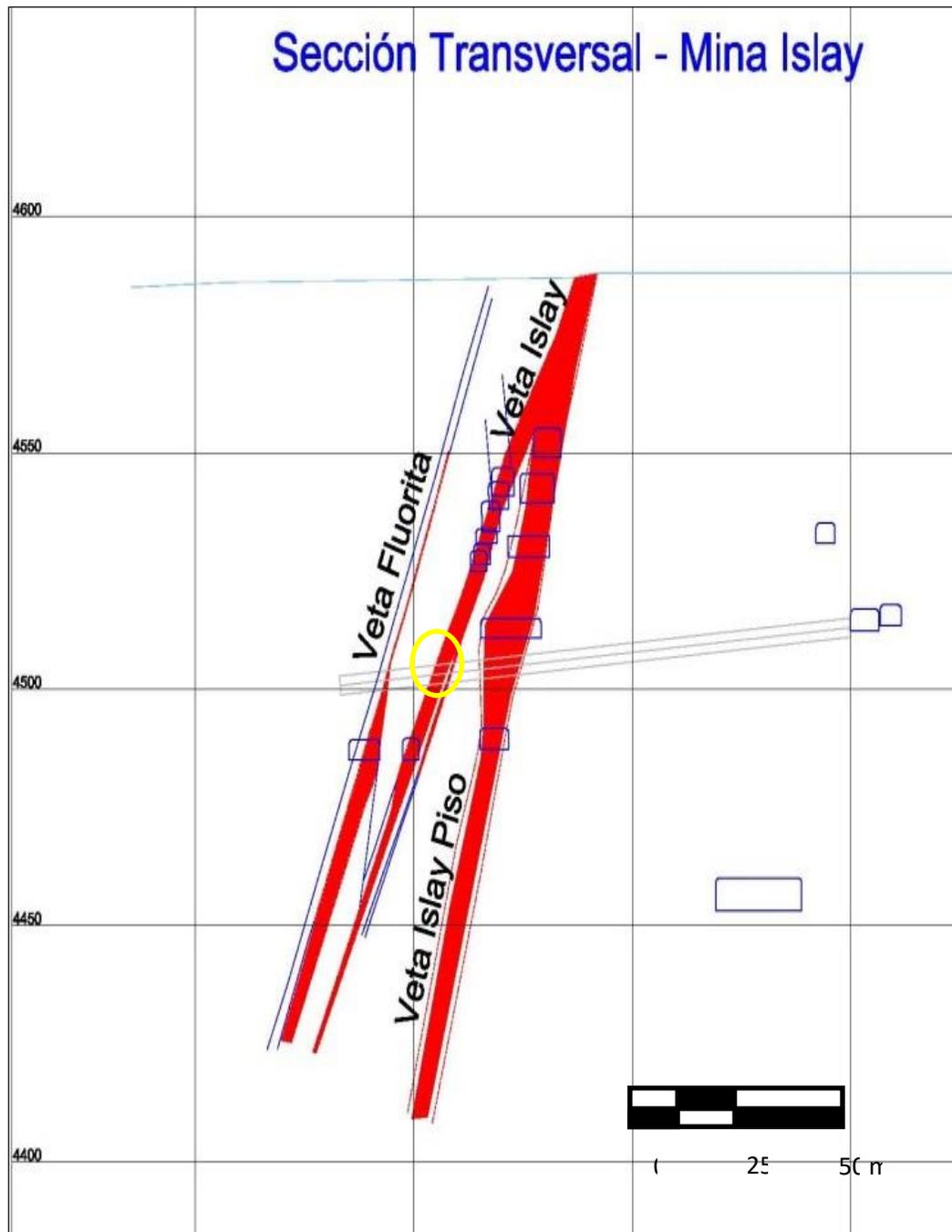


Figura 42: Muestra de mano de la Veta Sur, con presencia de galena, esfalerita, platas rojas, calcita y rodocrosita.



Mapa 10 : La mineralización se presenta con altos valores de Ag en la parte superior y disminuye rápidamente en profundidad.



Figura 43: Nótese la Veta Islay delimitada con líneas amarillas, con venillas de calcita y rodocrosita, se observa la textura brechada en marga gris.



Foto mirando al Este, las líneas de color amarillo Delimitan a la Veta Islay, sobre las Capas Rojas del Grupo Casapalca.

Nótese parte del afloramiento en superficie, presentando una Serie de carbonatos como calcita y rodocrosita, en una textura brechada.

Cuerpos Mineralizados (Bolsonadas)

Se postula que los esfuerzos compresivos formadores del anticlinal de Animón-Huarón han actuado de maneras diferentes de Este-Oeste y viceversa en Animón, con un mayor relajamiento o movimientos distensivos hacia el Oeste ayudadas por la reapertura de fracturas pre existente. Esto dio lugar a una gran ramificación de grietas y su posterior mineralización.

Las bolsonadas o cuerpos mineralizados se ubican en la parte Norte de la Veta Islay y se han formado en el área de intersección de las Vetas E-W con el posible conglomerado Bernabé. Estos cuerpos mineralizados tienen contornos horizontales irregulares y elongados en dirección Este-Oeste. La mineralización en los conglomerados se presenta diseminada y de reemplazamiento de la matriz calcárea.

Afloramientos

En Islay el reconocimiento y cartografía de mantos se ha realizado en superficie al Este de la Veta Islay, también hay labores y sondajes diamantinos. El afloramiento ubicado es una isla de caliza silicificada, se postula que es un horizonte de un manto, la observación minuciosa indica que tiene rumbo N45°W y buzamiento 60°SW, presenta venillas de cuarzo y calcita, puntos de galena y esfalerita. Los minerales se encuentran fuertemente lixiviados. El protolito es una caliza silicificada en partes con oquedades y compacta en otras.

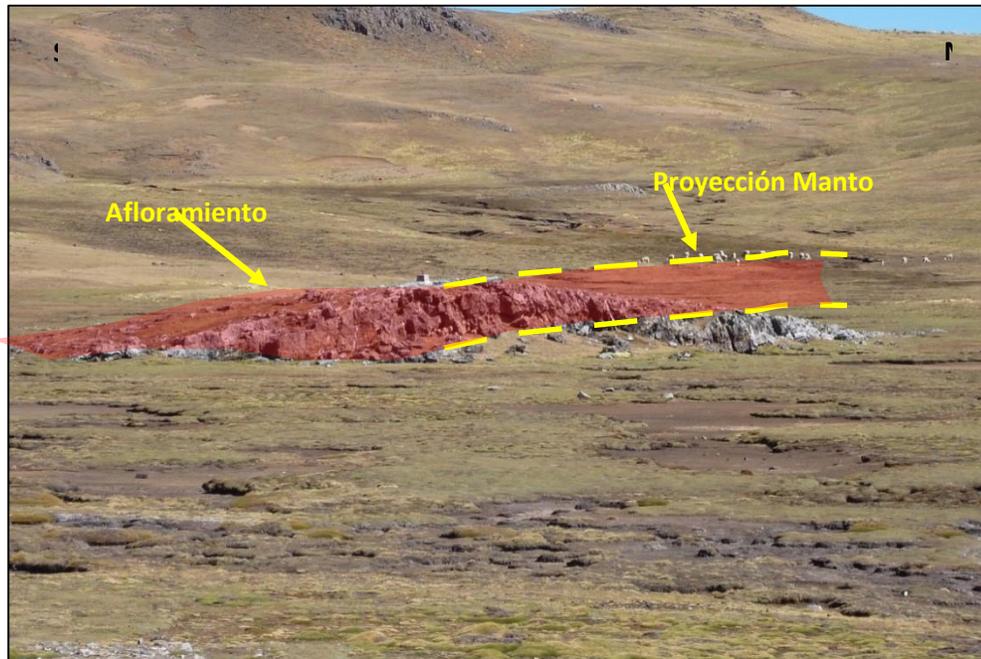


Figura 44: Manto aflorando en el bloque Oeste con respecto a la Veta Islay, constituido por caliza silicificada con presencia de mineralización de gn.



Figura 45: Nótese la caliza gris silicificada con pequeños nódulos de chert, del Grupo Casapalca, dentro del cuerpo de mineralizado con trazas de gn.

Zoneamiento

En el distrito minero Animón-Huarón-Islay, los precipitados de los diferentes ciclos de mineralización se han distribuido en zonas concéntricas tridimensionales asimétricas.

Los minerales de mayor temperatura, correspondientes al 1er ciclo de mineralización, se ubican en la parte central y se caracterizan por estar distribuidos en dos subzonas: Una en la parte central o núcleo compuesto esencialmente de pirita y otra que rodea a la anterior compuesta de abundante pirita-tetraedrita.

Los minerales de mediana temperatura, correspondientes al 2do ciclo de mineralización, se ubican en la zona intermedia. Estos precipitados intruyen y traslapan a los minerales del 1er ciclo y originan las asociaciones de minerales de cobre-zinc y plomo o minerales triples. El mineral característico es la marmatita acompañada de pirita y de poca galena. En este ciclo se ubican la mayor cantidad de depósitos minerales del distrito.

Los minerales de baja temperatura que han sido originados durante el 3er ciclo de mineralización, se han precipitado en las fracturas más jóvenes de la periferia del distrito. Estos precipitados conforman la zona exterior de mineralización, los minerales típicos son esfalerita, galena en megacristales y ganga botroidales de siderita, baritina y rodocrosita. Debido a las reaperturas de las fracturas, los precipitados del tercer ciclo han traslapado a las zonas ocupadas por los precipitados anteriores.

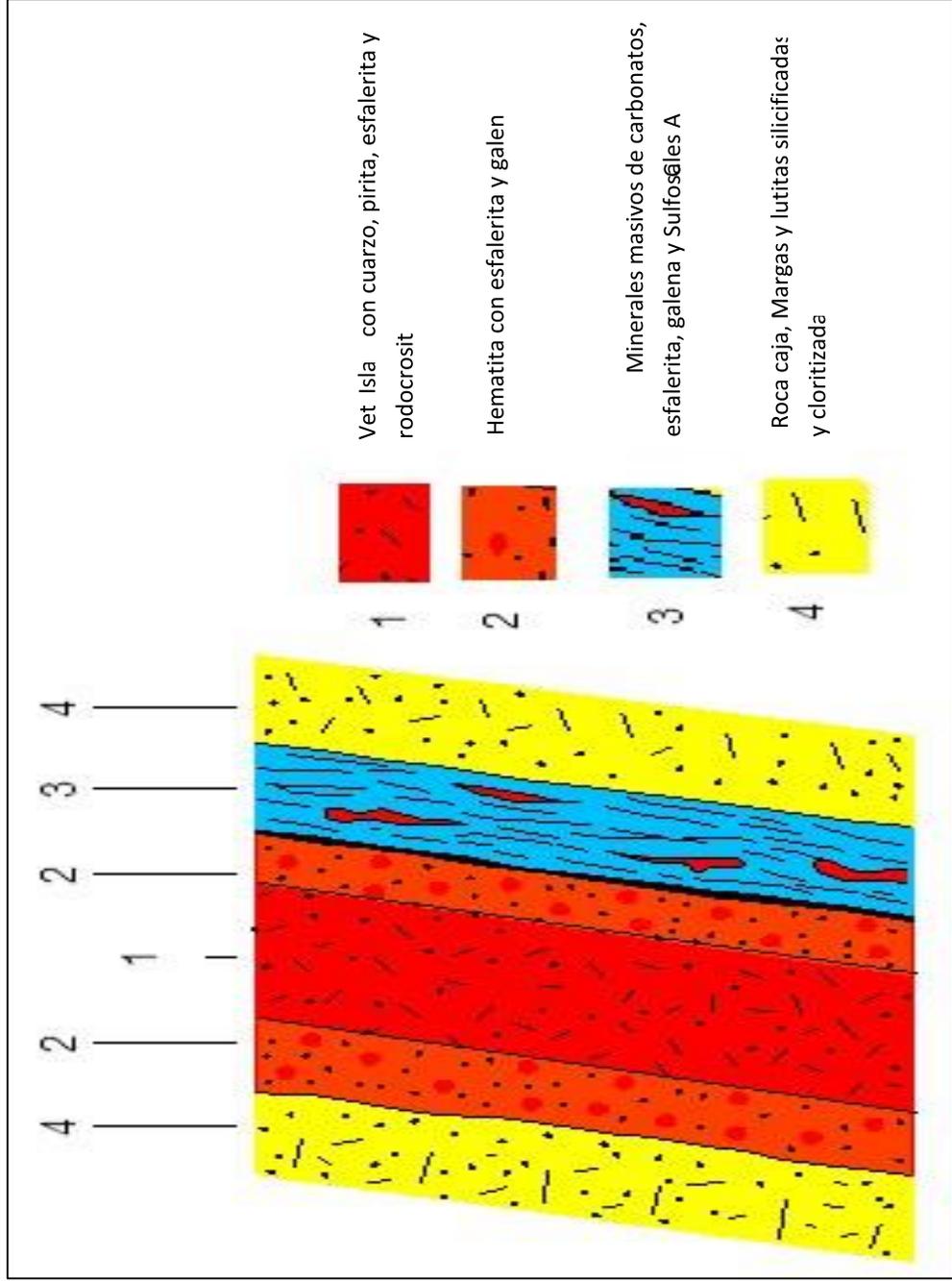
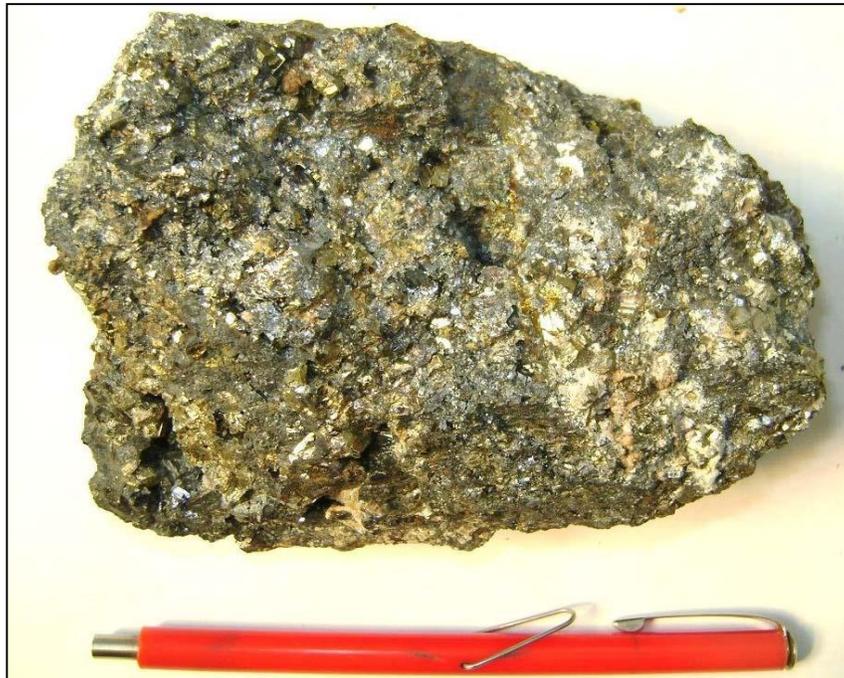


Figura N°5.8 En el corte esquemático se muestra el comportamiento diferenciado del emplazamiento de los fluidos mineralizantes al atravesar distintos tipos de roca (zonación mineralógica).



Muestra de la Veta Islay: rodocrosita, cuarzo, galena argentífera, esfalerita, pirita, óxidos de hierro y de manganeso.



Muestra de la Veta Islay: galena argentífera, ef. y platas rojas.

Alteración Hidrotermal

El primer ciclo de mineralización está asociado a una alteración zonada de las rocas: alteración sílice-potásica muy cerca de las Vetas y una alteración propilítica en la periferia. El segundo ciclo de mineralización está asociado a una alteración argílica y silicificación con epidotización. El tercer ciclo de mineralización está asociado a una alteración argílica avanzada a pervasiva. A continuación se describe con detalle las alteraciones presentes en el Yacimiento.

Silicificación

Es una de las alteraciones más notorias y da mayor dureza a las margas. La silificación en los horizontes de chert es característica porque es favorable para la disseminación de sulfuros de mena.

Piritización

Determinada por la presencia de pirita disseminada en las rocas encajonantes, esta alteración es menor en rocas compactadas y duras como cuarcitas y mayor en margas, conglomerados y rocas monzoníticas.

Cloritización

Es una característica propia de las margas del Grupo Casapalca dándole una tonalidad verdosa.

Caolinización

Debido a la alteración de los feldespatos de la monzonita, se forma el caolín de color blanquecino.

Dolomitización

Es poco frecuente en la zona de estudio (Huarón), donde ocurre un proceso de reemplazamiento de la calcita (CaCO_3) por dolomitas ($\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$), Cambiando la roca original de Marga o Caliza a Dolomías.



Nótese la marga de color verdoso con fuerte Silicificación y moderada Cloritización.

Secuencia Paragenética

Los principales minerales de mena predominantes en el sector son esfalerita, galena, calcopirita y tetraedrita que son los minerales que aportan Zn, Pb, Cu, y Ag. Como ganga se presenta principalmente calcita, cuarzo, rodocrosita, baritina y algo de pirita.

La esfalerita es el mineral más abundante y ocurre en forma masiva e íntimamente asociada a la calcopirita de primera generación.

La alteración se circunscribe al contacto entre estructura y caja, en las que se pueden observar zonas de silicificación, argilización, cloritización y dolomitización, con presencia de venilleo de pirita-cuarzo en ciertos casos. La alteración alcanza una potencia promedio de 50cm al contacto con estructuras de potencias anchas definidas. Las alteraciones se hacen más potentes dentro de las ramificaciones de las vetas. En superficie, las alteraciones se restringen al afloramiento de estructuras. En el caso de Quimacocha, se observa una moderada a fuerte dolomitización a manera de cuerpo pero siempre relacionada a la existencia de fracturamiento.

Es importante mencionar que los óxidos de Mn y Fe presentes en las estructuras en superficie (valores altos de Manganeso), indican una relación directa entre intemperismo y las vetas.

Eventos de Mineralización

La circulación de soluciones hidrotermales en diferentes épocas y posteriores a las respectivas reaperturas de cajas, formación de brechas y desarrollo de nuevas fracturas han originado 3 ciclos de precipitación mineral que se atribuyen esencialmente a la disminución en el contenido energético de las rocas ígneas de la zona de trabajo.

Primer Flujo Mineralizante

Las soluciones hidrotermales primitivas que circulan por las primeras fracturas, que se encuentran en la parte central del distrito a temperaturas relativamente altas, depositaron en las fracturas originales cuarzo lechoso, pirita, enargita, tenantita, tetraedrita.

Segundo Flujo Mineralizante

Las pulsaciones tectónicas adicionales permitieron la reapertura y ampliación de las fracturas pre-existentes y formación de otras en forma adyacente, se produjo una nueva actividad magmática con la consecuente inyección del segundo flujo mineralizante a temperatura relativamente media, con el siguiente orden: cuarzo lechoso, pirita, marmatita, probablemente el tiempo de precipitación fue más prolongado y de enfriamiento más lento, por lo que se observan cristales de grano grueso.

Tercer Flujo Mineralizante

La reactivación tectónica en una época posterior, permitió que la parte central de la zona de trabajo, se debilitara aún más y las fracturas pre-existentes se

alargaran y profundizaran en forma adicional y se formaran nuevas fracturas. El brechamiento y permeabilidad de los minerales depositados permitió la circulación de nuevas soluciones hidrotermales de baja temperatura, con la precipitación de carbonatos que se inicia con la siderita y evoluciones a dolomita, rodocrosita y calcita, además de baritina, esfalerita, tetraedrita, calcopirita y finalmente proustita.

Tabla de Secuencia Paragenética

La secuencia paragenética tiene tres ciclos que se mencionan a continuación:

Primer ciclo, se precipitan minerales de alta temperatura (cuarzo lechoso, pirita, tetraedrita, tenantita).

Segundo ciclo, minerales de mediana temperatura (cuarzo lechoso, pirita, marmatita y galena)

Tercer ciclo, minerales de baja temperatura (siderita, baritina, esfalerita rubia, galena, calcopirita, rodocrosita, cuarzo hialino y calcita).

4.2. PRESENTACIÓN, ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

4.2.1. ANALISIS DE ESTABILIDAD GEOMECANICA DE TAJEOS

4.2.2. GENERALIDADES

Para evaluar la estabilidad geomecánica del dimensionamiento de Tajeos en la Veta Sur, se realizará el análisis mediante el Método Gráfico de Estabilidad de POTVIN donde se toma en cuenta los principales factores sobre la estructura y resistencia de la masa rocosa:

- Los esfuerzos alrededor de la excavación
- El tamaño, forma y orientación de la excavación

Para determinar si el tajeo es:

- Estable sin sostenimiento
- Estable con sostenimiento
- Inestable aún con sostenimiento

Lograr dimensionar la longitud de tajeo óptima para evitar desprendimientos de la caja techo.

4.2.3. MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD

Consiste en la determinación del Número de Estabilidad Modificado " N' ", para que por medio de ábacos especialmente desarrollados, se pueda hallar los radios hidráulicos (S) óptimos, y por ende la longitud estable del tajo.

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

4.2.4. DETERMINACION DE Q', PARA EL TRAMO DE LAS GRILLAS

Tj-300W al TJ-100E

UBICACIÓN	RQD	Jn	Jr	Ja	Q'	RMR
CAJA TECHO	70	6	1.5	2.0	8.75	64
VETA	60	6	2.0	6.0	3.33	55
CAJA PISO	65	6	1.5	2.0	8.13	63

RQD: Rock Quality Designation

Jn: Índice de Diaclasado

Jr: Índice de Rugosidad

Ja: Índice de Alteración de las Juntas

APLICACION DEL METODO GRAFICO DE ESTABILIDAD

Numero de estabilidad "N"

UBICACIÓN	Q'	A	B	C	N'
CAJA TECHO	8.75	0.94	0.22	5.46	9.89
VETA	3.33	0.56	0.35	5.46	3.60
CAJA PISO	8.13	0.94	0.25	4.80	9.17

Q' Es el Índice de Calidad Tuneler 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

Cálculo del Factor A

Para el Cálculo del Factor A se realiza mediante un cuadro donde implica el esfuerzo a la compresión del Macizo rocoso, el cual esta sometidos a esfuerzos inducidos.

Si nos ponemos en casos extremos diremos que se tiene una profundidad que va entre 350 metros, siendo este hacemos el cálculo de Esfuerzo vertical.

$$\sigma_v = 0.027 * 350$$

$$\sigma_v = 9.45 \text{ Mpa}$$

Luego de hallar el esfuerzo vertical se determina según el Informe de Minado Subterráneo de la Mina Islay que indica que se debe de tomar el dato $K = 1.1$ esto tomado según el criterio de Sheorey (1994).

Haciendo los cálculos se determina que el $\sigma_h = 10.395 \text{ Mpa}$ siendo el esfuerzo principal en esta zona. Según el Cuadro

Considerando para el cálculo de del Factor A

UBICACIÓN	σ_c - Mpa	δ_c/δ_i	A
CAJA TECHO	98	9.4	0.94
VETA	63	6.1	0.56
CAJA PISO	98	9.4	0.94

Cálculo del Factor B

El valor B que es dependiente del ángulo que forma el rumbo de las fracturas principales con la dirección del eje principal del minado.

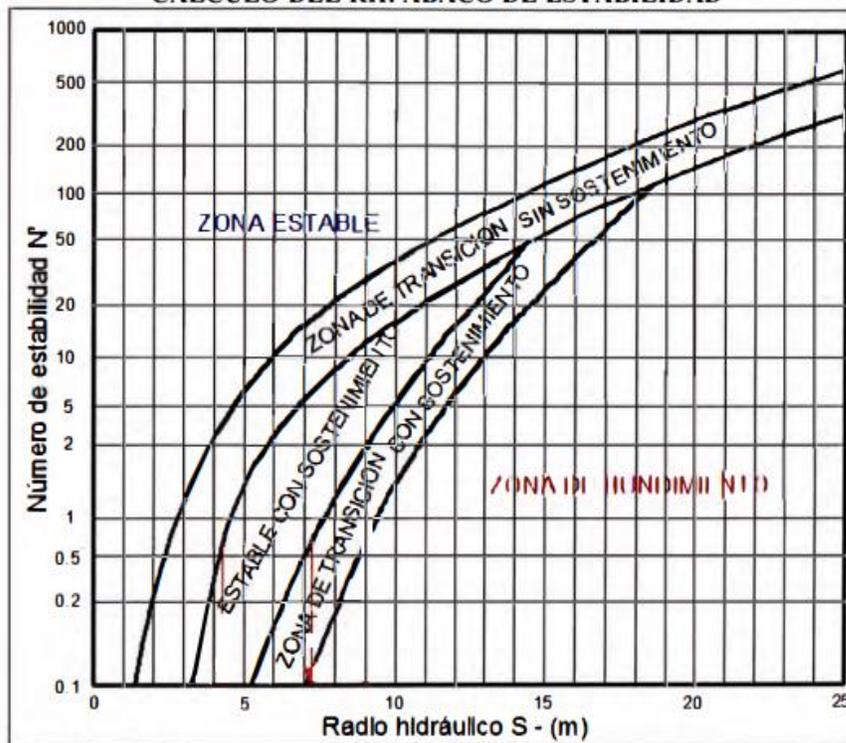
Longitud del tajeo (mts)	Diferencia en el rumbo °	Diferencia en el buzamiento	Factor B
Caja Techo	5.00	0.00	0.22
Veta	6.00	5.00	0.35
Caja piso	5.00	5.00	0.25

Cálculo del Factor C

Con respecto a la corrección por inclinación de la caja techo (parámetro C), para el minado Longitudinal que presenta la caja techo de 65°, su valor es 5.5

Tipo de Caída	Longitud del tajeo (mts)	α (Inclinación de la superficie del tajeo)	β (Inclinación de la junta crítica)	Factor C
Caidas por gravedad o Lajamiento	caja techo del tajeo	69.00	-	5.4600
	Veta	69.00	-	5.4600
Deslizamiento	Caja piso	-	62	4.8000

CALCULO DEL RH: ABACO DE ESTABILIDAD



DIMENSIONAMIENTO PARA ENTRAR A LA ZONA QUE GARANTIZA LA ESTABILIDAD DE LAS CAJAS

		RADIO HIDRAULICO (S)	
UBICACIÓN	N'	ZONA ESTABLE	ZONA DE TRANSICION SIN SOSTENIMIENTO
CAJA TECHO	9.89	5.79	8.27
VETA	3.60	3.96	6.15
CAJA PISO	9.17	5.63	8.08

DIMENSIONANDO LA ALTURA DEL TAJEO PARA 21.9 m

UBICACIÓN	ALTURA (m)	ZONA ESTABLE (m)	ZONA DE TRANSICION SIN SOSTENIMIENTO (m)
VETA	21.9	12	28
CT	21.9	15	35
CP	21.9	13	30

4.2.5. DETERMINACION DE Q', PARA EL TRAMO DE LAS GRILLAS Tj-300E al TJ-400E

UBICACIÓN	RQD	Jn	Jr	Ja	Q'	RMR
CAJA TECHO	45	6	1.5	4	2.81	53
VETA	55	6	1.5	4	3.44	55
CAJA PISO	50	6	1.5	4	3.13	54

RQD: Rock Quality Designation

Jn: Índice de Diaclasado

Jr: Índice de Rugosidad

Ja: Índice de Alteración de las Juntas

APLICACION DEL METODO GRAFICO DE ESTABILIDAD

Numero de estabilidad "N"

UBICACIÓN	Q'	A	B	C	N'
CAJA TECHO	2.81	0.72	0.20	4.82	1.96
VETA	3.44	1.06	0.79	2.00	5.78
CAJA PISO	3.13	0.69	0.25	5.10	2.75

- 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

DIMENSIONAMIENTO PARA ENTRAR A LA ZONA QUE GARANTIZA LA ESTABILIDAD DE LAS CAJAS			
		RADIO HIDRAULICO (S)	
UBICACIÓN	N'	ZONA ESTABLE	ZONA DE TRANSICION SIN SOSTENIMIENTO
CAJA TECHO	1.96	3.18	5.29
VETA	5.78	4.72	7.03
CAJA PISO	2.75	3.59	5.74

DIMENSIONANDO LA ALTURA DEL TAJEO PARA 21.9 m

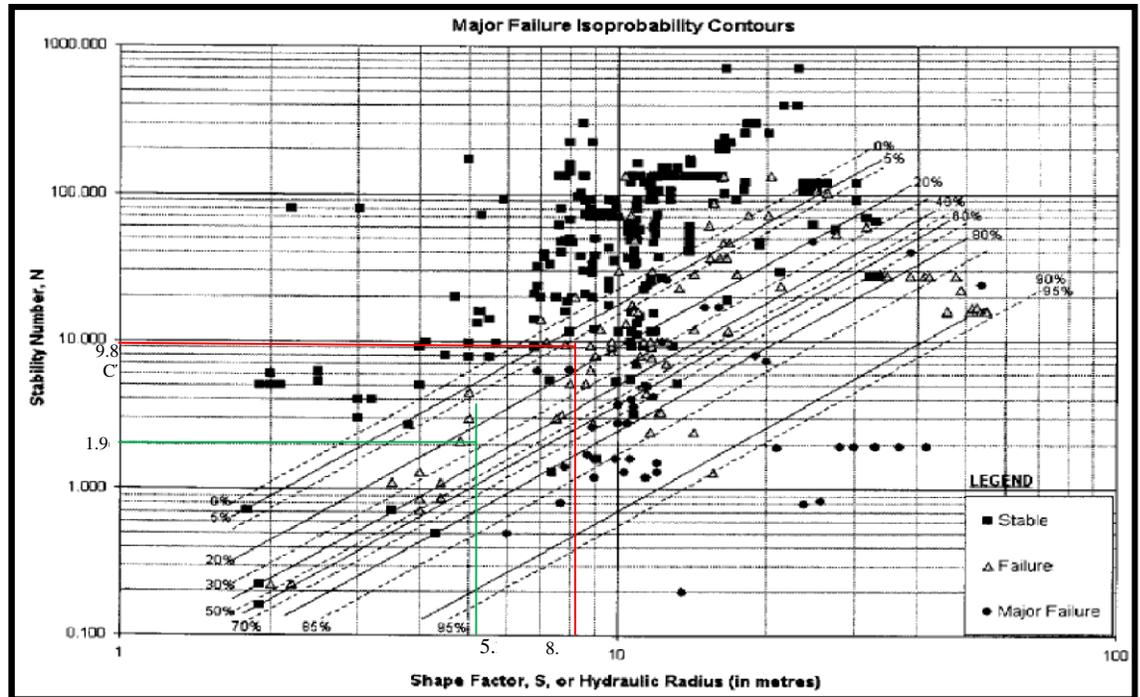
UBICACIÓN	ALTURA (m)	ZONA ESTABLE (m)	ZONA DE TRANSICION SIN SOSTENIMIENTO (m)
VETA	21.9	17	39
CT	21.9	9	20
CP	21.9	11	24.1

4.3. PRUEBA DE HIPÓTESIS

Los costos y riesgos en trabajos de labores subterráneos, están relacionados directamente y dependen primordialmente de las condiciones de la roca pudiendo estar intacta, fracturada o descompuesta; recurriendo para cada grado de alteración de la roca, a su correspondiente tipo de soporte, sin crear sobre dimensionamientos y evitando el encarecimiento de las obras.

4.4. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.4.1. PROBABILIDAD DE FALLA SEGÚN MATHEWS



- CAJA TECHO: para tajeos con altura total de 21.9 m y longitud 35 mts – con probabilidad de falla 10%. **Condición moderadamente estable.**
- CAJA TECHO: para tajeos con altura total de 21.9 m y longitud 20 mts – con probabilidad de falla 20-25%. **Condición moderadamente inestable.**

4.4.2. CONFIGURACIÓN GENERAL DE LA ESTABILIDAD DEL TAJEO:

Cuadro 09: Configuración General De La Estabilidad Del Tajeo:

CONDICIÓN GENERAL DE ESTABILIDAD CAJAS	PROBABILIDAD FALLA DE	OBSERVACIONES
Condición Estable	0%	Cajas estables
Condición Moderamente estable	10%	Cajas con pequeño desmoronamientos por gravedad
Condición Moderamente inestable	15 - 20%	Cajas con desmoronamientos por gravedad o por deslizamiento.
Condición Inestable	30%	cajas con posibles asentamientos en tramos
Mayor Condición Inestable	>40%	cajas con posibles asentamientos mayores

CONCLUSIONES

1. De acuerdo al análisis realizado mediante el MGE para EL TRAMO DE LAS GRILLAS Tj-300W al TJ-100E, se puede indicar que para los bancos a minar con una altura de 21.9 m según la inclinación de 65 ° de tajeo, se estima una longitud horizontal (Span) de 15m parte estable y 35m abiertos en la **ZONA DE TRANSICION**.
2. De acuerdo al análisis realizado mediante el MGE para EL TRAMO DE LAS GRILLAS Tj-300E al TJ-400E, se puede indicar que para los bancos a minar de 21.9 m de altura con una longitud según la inclinación de 60° a 65° de tajeo, se estima una longitud horizontal (Span) de 20m abiertos en la **ZONA DE TRANSICION**.
3. Si el tajo presenta aberturas mayores a estas dimensiones van a mostrar inestabilidad en el corto plazo.
4. Luego de realizar la evaluación geomecánica de diseño, para el control y la estabilización de las cajas una capa de 2" de concreto lanzado (Shotcrete) como elemento preventivo de sostenimiento y como sostenimiento definitivo utilizamos pernos compresión y fricción axial de 7 pies para mantener confinado el macizo rocoso.
5. Los costos y riesgos en trabajos de labores subterráneos, están relacionados directamente y dependen primordialmente de las

condiciones de la roca pudiendo estar intacta, fracturada o descompuesta; recurriendo para cada grado de alteración de la roca, a su correspondiente tipo de soporte, sin crear sobre dimensionamientos y evitando el encarecimiento de las obras.

6. La mineralización en Islay consiste en un relleno irregular de carbonatos emplazados en fallamiento de cizalla, la mineralización consiste de sulfuros base (Pb, Zn, Cu), y Platas Rojas netamente en esta Veta Sur se puede acotar que del Nivel 280 des enciendo hacia los niveles la roca se vuelve competente lo q hace más estable al tajeo por parte de la caja techo.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda diseñar el tipo de sostenimiento de acuerdo al tipo de litología y a los parámetros de geomecánica.
- Se recomienda que en la zona de transición debe ingresar equipo con control remoto para la limpieza y posibles desprendimientos de la caja techo.
- Se debe cumplir con el relleno detrítico oportunamente siguiendo el ciclo de minado que exige el método y así evitar la caída de rocas por relajamiento debido al tiempo de abertura, minimizando los riesgos a equipos u otro evento no deseado.
- Se debe dejar 2.5m de pilar a los 35m y 20m según los cálculos, luego de cada tramo explotado, esto será a una altura de nivel a nivel de 21.90 m.
- Debe realizarse la voladura controlada para evitar los daños a las cajas, principalmente de la caja techo para poder evitar la diseminación.

BIBLIOGRAFIA

1. Brown E.T. "Rock Characterization Testing and Monitoring" ISRM Suggested Methods – Commission on Testing Methods, International Society for Rock Mechanics – 1981.
2. Esterhuizen G.S. "Evaluation of the strength of slender pillars" National Institute for Occupational Safety and Health (NIOSH, PA.). Pennsylvania 1999.
3. FUENZALIDA, J. Evaluación estadística de los factores de ajuste de la metodología de Mathews y su impacto en el diseño empírico de caserones. In., 2014.
4. Hoek E., Kaiser P., Bawden W. "Support of Underground Excavations in Hard Rock" A.A. Balkema 1995.
5. Hoek E. "Practical rock engineering" Rocscience, 2002.
6. GEO-SLOPE has developed computer software product(s) called CTRAN/W, SEEP/W, SLOPE/W, SIGMA/W, TEMP/W, QUAKE/W, VADOSE/W and Seep3D
7. QUISPE MENDOZA H., Informe de la Evaluación Geológica del Yacimiento Islay - Animón.
8. RÍOS VALDIVIA D. – J. AYALA ESPINOZA, informe de la geología regional del distrito Huarón – Animón – Alpamarca - Carhuacayan.

ANEXOS

FOTO 01: Muestra tomada en el tajeo de la Veta Sur TJ (-) 100E

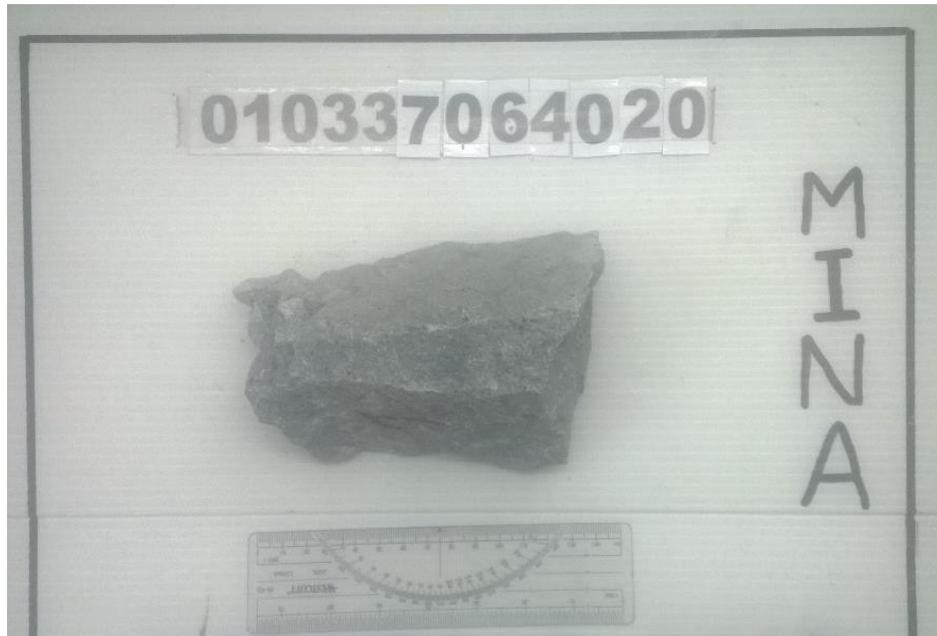


FOTO 02: Muestra tomada en el tajeo de la Veta Sur TJ (-) 400E.

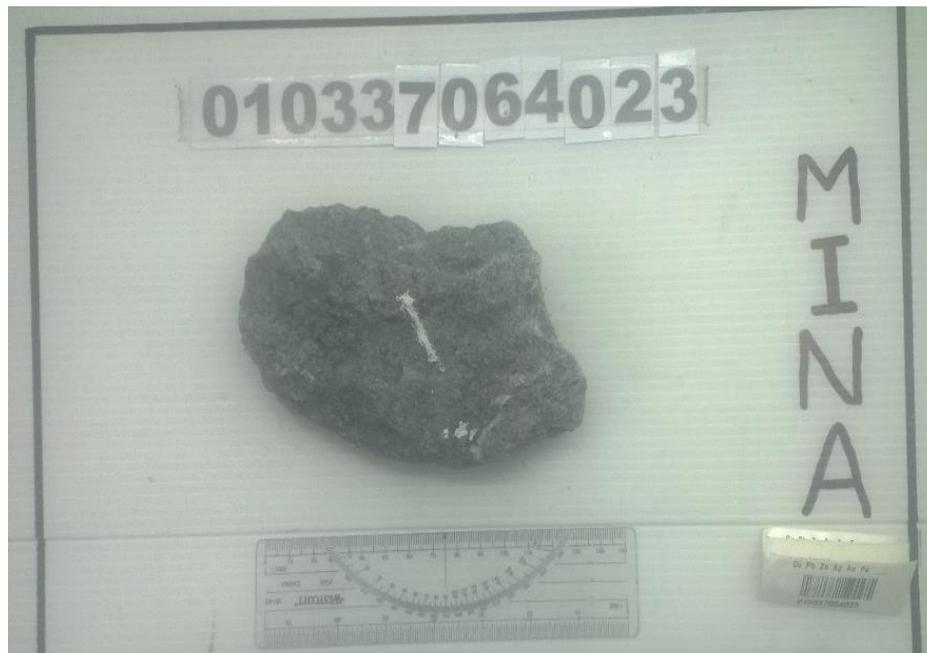


FOTO 03: Tajo del Nivel 320 al Nivel 300 altura aprox. 21.9 metros



FOTO 04: Muestra tomada en el Nivel 320 - Nivel 280 Veta Sur

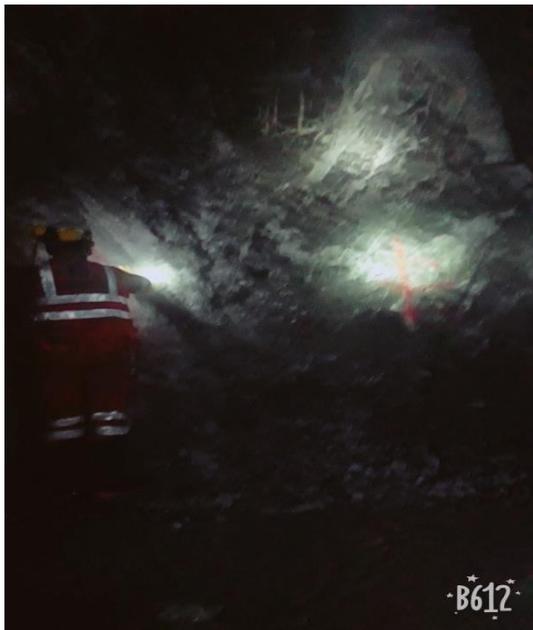


FOTO 05: Mapeo A Mano Alzada Del Nivel 320 – Nivel 280

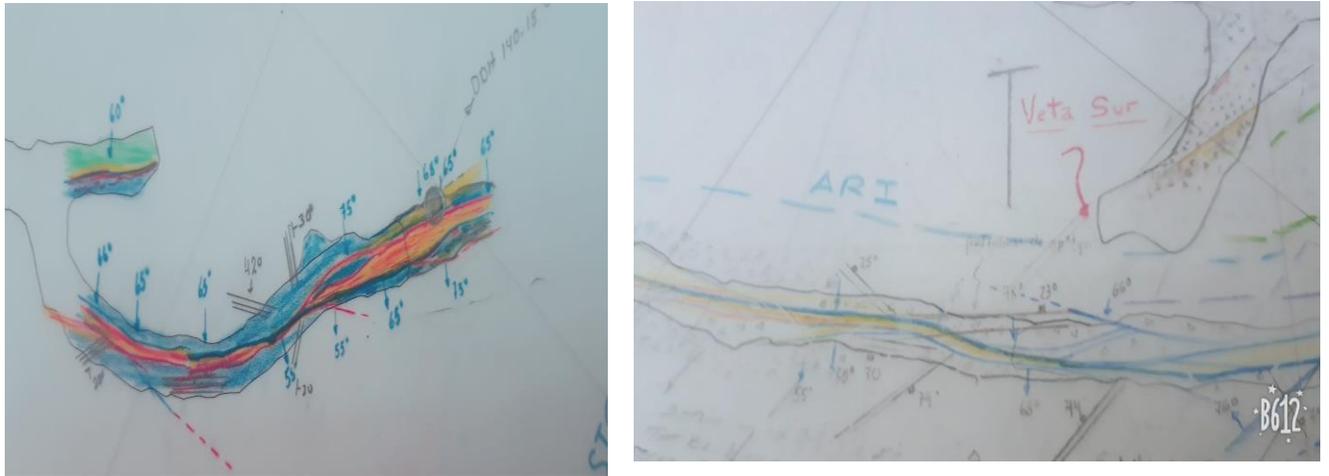
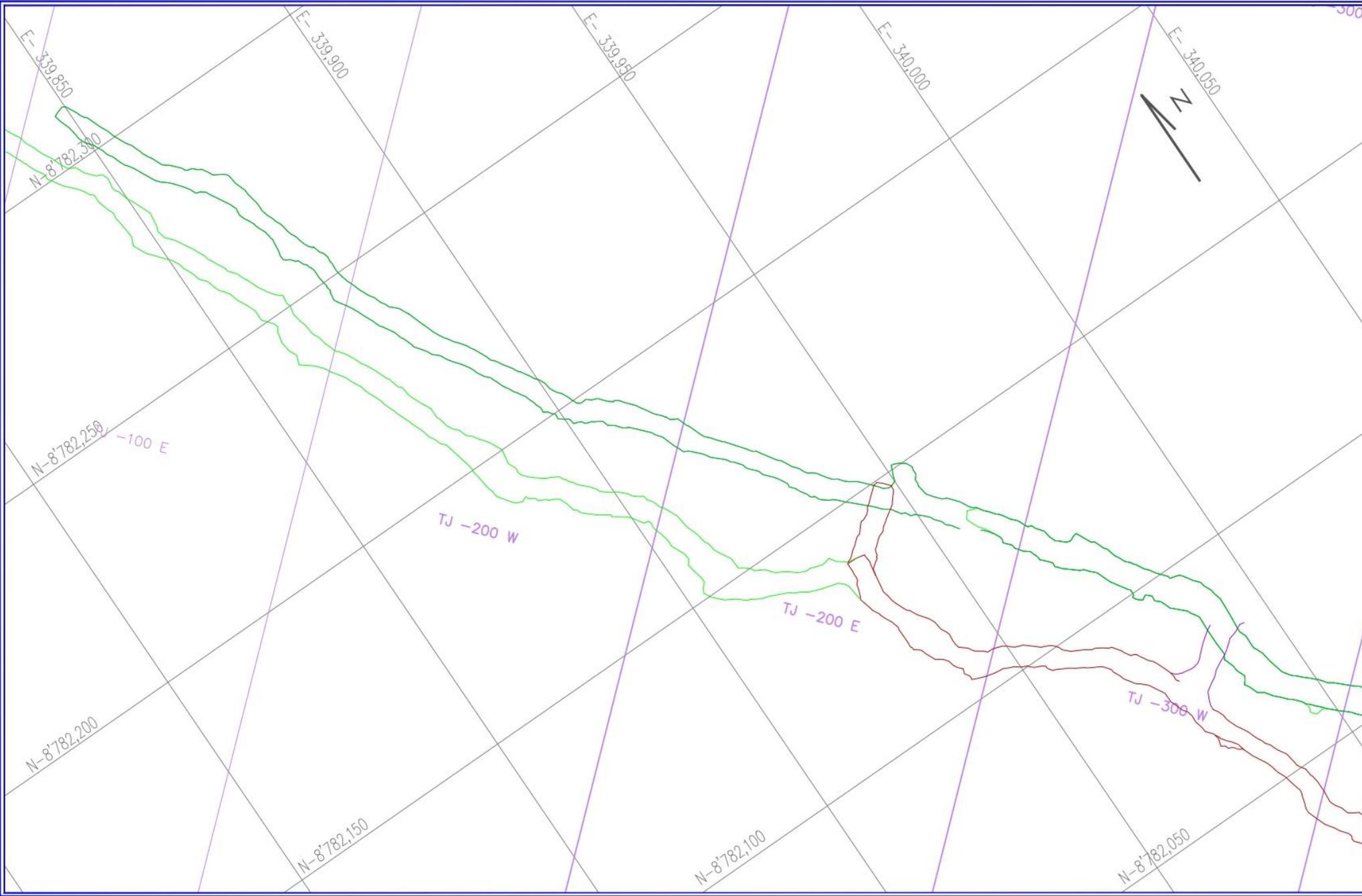


FOTO 06: Fotografía tomada en el Nivel 280 Unidad Minera Islay





CHUNGAR

EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C.
 Unidad Anímon / DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA Y PLANEAMIENTO



Contenido:

Escala: 1:1000

Fecha: abr. 4, 16

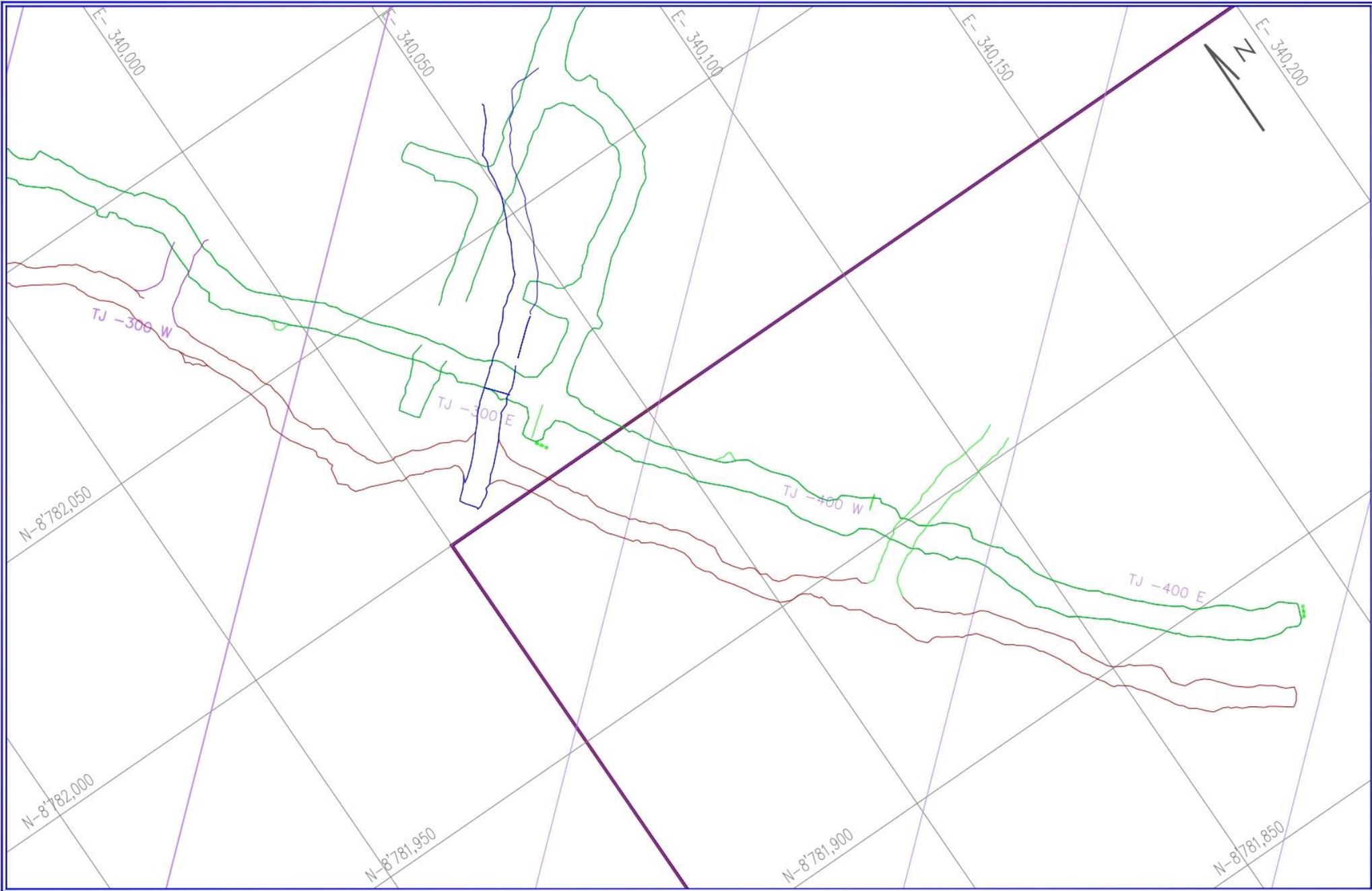
Nombre del Archivo:
 V-SUR - NV 320 (19) dwg

N°	DESCRIPCIÓN	FECHA	POR	REVISIÓN

REVISADO :	G. VELA200	MAR-16
APROBADO :	D. MENDOZA	MAR-16
GEOLOGIA :	R. AOBERO	MAR-16
DISEÑADO :	J. ALVAREZ	MAR-16

VETA SUR
 NV. 320 - 280
 TJ (-) 100 E - TJ (-) 300 E

Concesion:
GASTON GASTON
 N° de Revisión: **0**



CHUNGAR

EMPRESA ADMINISTRADORA CHUNGAR S.A.C.
 Unidad Aníman / DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA Y PLANEAMIENTO



Contenido:

Escala:

1:1000

Fecha:

abr. 4, 16

Nombre del Archivo:

V.SUR - NV 320 (19).dwg

N°	DESCRIPCIÓN	FECHA	POR	ESTADO	N°	DESCRIPCIÓN	FECHA	POR
	REVISIÓN							

REVISADO :	C. VELAZCO	MAR-16
APROBADO :	D. MENDOZA	MAR-16
GEOLOGIA :	R. AOBERO	MAR-16
DISEÑADO :	J. ALVAREZ	MAR-16

VETA SUR
 NV. 320 - 280
 TJ (+ 300 E - TJ(+ 400 E)

Concesión:

GASTON GASTON

N° de Revisión:

0