

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLOGICA, MINERA Y
METALURGICA



**“APLICACIÓN DEL METODO AVOCA, VARIANTE DEL
METODO DE CORTE Y RELLENO-METODO AVOCA. MINA
HUARON”**

INFORME DE SUFICIENCIA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE

INGENIERO DE MINAS

ELABORADO POR:

MARLON PERCY VILLANUEVA NUEVO

ASESOR:

ING. Elvis William Valencia Chávez

Lima – Perú

2014

DEDICATORIA

Este trabajo está dedicado a mis padres Saturnino Villanueva Rodríguez, Lidia Nuevo Mayta y hermanos gracias a su apoyo logre terminar la carrera de ingeniería de minas.

A mi esposa Rossmery e hijos Diego y Adrian que me dan fuerzas para seguir creciendo personal y profesionalmente.

AGRADECIMIENTOS

Mi sincero agradecimiento a la empresa Pan American Silver Huaron S.A. por darme la oportunidad de elaborar el presente trabajo profesional en la mina Huaron aprendiendo, experiencias valiosas que me servirán para mi formación profesional.

También expreso mi reconocimiento a todos los profesores de la Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Metalúrgica de la Universidad Nacional de ingeniería, quienes con una labor intelectual grandiosa aportaron a mi formación profesional

ÍNDICE

ÍNDICE	4
ÍNDICE DE TABLAS	9
ÍNDICE DE GRÁFICOS	11
RESUMEN	13
ABSTRACT	14
INTRODUCCIÓN	15
CAPITULO I	18
GENERALIDADES	18
1.1 Reseña histórica	18
1.2 Ubicación Geográfica	20
1.3 Vías de acceso y transporte	21
CAPITULO II	22
GEOLOGÍA	22
2.1 Geología regional y local	22
2.1.1 Litoestratigrafía	23
2.1.1.1 Mesozoico, Cretáceo Superior	23

1.1.1.2	Cenozoico, Paleógeno-Neógeno-Cuaternario	24
2.1.2	Intrusivos.....	26
2.2	Geología estructural	27
2.2.1	Plegamiento.....	27
2.2.2	Fallas	28
2.2.3	Discordancia	28
2.3	Geología económica.....	29
2.3.1	Tipos de mineralización	29
2.3.2	Mineralogía	29
2.3.3	Paragénesis.....	31
2.3.4	Alteración Hidrotermal	32
CAPITULO III.....		33
OPERACIONES MINA		33
3.1	Características físicas del yacimiento	33
3.2	Plan de desarrollo de la mina	34
3.3	Zonas de explotación	34
3.4	Descripción de las operaciones mineras	35
3.4.1	Método de explotación.....	35
3.4.2	Detalle de recursos usados en la unidad Huarón.....	41

CAPITULO IV.....	43
MÉTODO DE MINADO MIXTO – ASPECTOS TÉCNICOS BÁSICOS	43
4.1 Descripción	43
4.2 Método de minado avoca	46
DISEÑO GEOMECÁNICO PARA DEL DIMENSIONAMIENTO DE ABERTURAS	48
5.1 Método de diseño.....	48
5.2 Zonificación geomecánica	49
5.3 Clasificación del macizo rocoso	49
5.4 Dimensionamiento de aberturas en el minado	50
5.4.1 Número de estabilidad	50
5.4.2 Radio hidráulico.....	64
5.4.3 Método Gráfico de Estabilidad	64
5.4.3.1 Calculo de la Altura de tajo y Altura de Bancada.....	66
5.4.3.2 Calculo de la Longitud del tajo sin sostener	68
5.4.4 Dimensiones del Tajo	72
ANÁLISIS DE ESTABILIDAD USANDO EL SOFTWARE PHASE2.....	74
CAPITULO VII	80
ESTRATEGIA DE MINADO: MÉTODO DE MINADO AVOCA	80
7.1 Preparaciones	80

7.2 Explotación	82
7.2.1 Fase 1: Over Cut & Fill.....	83
7.2.1.1 Perforación.....	83
7.2.1.2 Voladura.....	84
7.2.1.3 Limpieza	84
7.2.1.4 Sostenimiento.....	85
7.2.1.5 Realce del Acceso.....	86
7.2.1.6 Relleno	87
7.2.2 Fase 2: Sublevel Stoping (AVOCA).....	88
7.2.2.1 Perforación.....	88
7.2.2.2 Voladura.....	90
7.2.2.3 Limpieza	91
7.2.2.4 Sostenimiento.....	92
7.2.2.5 Relleno	93
CAPITULO VIII.....	94
COSTO OPERATIVO DEL MÉTODO DE MINADO MIXTO Y AVOCA	94
8.1 Comparativo de costos de operación del minado por el método Breasting y Avoca.....	94
CAPITULO IX.....	96

COMPARACIÓN ENTRE MÉTODOS DE MINADO SUB LEVEL STOPING (AVOCA) Y MIXTO	96
9.1 Seguridad	96
9.2 Dilución, recuperación de mineral en el tajo, costo beneficio, rentabilidad	96
CONCLUSIONES	98
RECOMENDACIONES.....	100
BIBLIOGRAFÍA	101

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Plan de desarrollo de la mina	34
Tabla 2: Indicadores operativos de la mina Huaron.....	38
Tabla 3: Balance de caudal de aire proyectado	40
Tabla 4: Mano de obra utilizada en la unidad Huarón	42
Tabla 5: Equipos empleados para la operación actual	42
Tabla 6: Valores de Q	53
Tabla 7: Parámetros de resistencia de la roca intacta.....	54
Tabla 8: Propiedades de la masa rocosa.....	55
Tabla 9: Esfuerzo in situ	56
Tabla 10: Esfuerzos compresivos inducidos	56
Tabla 11: Relaciones σ_c/σ_1	57
Tabla 12: Discontinuidades críticas y valores de B	60
Tabla 13: Número de estabilidad N'	63
Tabla 14: Cálculo del Radio Hidráulico relacionando el ancho de minado y altura del tajo	67

Tabla 15: Cálculo del Radio Hidráulico relacionando el ancho de minado y longitud del tajo sin sostener	69
Tabla 16: Análisis de la estabilidad de la longitud del tajo sin sostener	70
Tabla 17: Calculo del Radio Hidráulico relacionando altura del tajo y largo del tajo sin sostener, para el N' del mineral (N' máx = 4.2).....	71
Tabla 18: Res	94
Tabla 19: Comparativo de Costos de Operación del minado por el método BREASTING y AVOCA	95
Tabla 20: Comparación entre el Método Mixto y el Método AVOCA	97

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Figura 25: Corte transversal de la ventana de acceso a la veta Tapata luego del primer corte (Salida PHASE2)	76
Figura 26: Corte transversal de la ventana de acceso luego de realizado el realce de ésta y del segundo corte en la veta Tapada (Salida PHASE2)	77
Figura 27: Sección longitudinal de la Veta Tapada antes de realizar los dos cortes es decir para una altura de banco de 15 m. (Salida PHASE2)	78
Figura 28: Sección longitudinal de la Veta Tapada Luego de realizar los dos cortes es decir para una altura de banco de 10m. (Salida PHASE2)	79
Figura 29: Sección transversal de la Veta Tapada	81
Figura 30: Vista en planta de las preparaciones	81
Figura 31: Preparación final de la Veta Tapada.....	82
Figura 32: Realización de la cara libre.....	83
Figura 33: Perforación de taladros en realce.....	84

Figura 34: Limpieza de mineral con control remoto.....	85
Figura 35: Primer Realce del acceso (batido de la ventana de acceso)	86
Figura 36: Segundo Realce del acceso (batido de la ventana de acceso).....	86
Figura 37: Relleno detrítico luego de culminar la limpieza del primer corte	87
Figura 38: Relleno detrítico luego de culminar la limpieza del segundo corte.....	87
Figura 39: Diseño de perforación de taladros largos negativos	88
Figura 40: Secciones de los taladros largos	89
Figura 41: Perforación del slot con el Simba S7D (taladros largos).....	89
Figura 42: Perforación de taladros largos con el Simba S7D	90
Figura 43: Diseño de carguío de taladros largos.....	91
Figura 44: Diseño de carguío de taladros largos.....	92
Figura 45: Relleno detrítico del tajo.....	93

RESUMEN

Pan American Silver Huaron S.A. Mina Huarón se dedica a la exploración y explotación de yacimientos mineros para la producción comercialización de concentrados de zinc, cobre y contenido de plata.

La Mina Huarón de Pan American Silver S.A., se encuentra ubicada en la localidad de Francois del distrito de Huayllay, provincia de Pasco departamento de Pasco. La producción de la mina es polimetálica: plata (principalmente), zinc, cobre y plomo Actualmente la planta concentradora trata 2 000 t/d con 175 g. de Ag., 3 % de Zn, 1.2 % de Pb, y 0.3 % de Cu.

La Unidad Huarón tiene como objetivo ser la mejor unidad de producción de onzas de Plata en la Corporación Pan American Silver (PASSAC). En base a la obtención de los mejores estándares de productividad y seguridad, contando con un personal altamente calificado e instrumentos necesarios que brindan concentrados de calidad internacional.

ABSTRACT

Pan American Silver Huaron S.A. Mine Huaron which dedication is the the exploration and exploitation of the deposits of mineral for the production and commercial of concentrated of zinc , copper and silver.

The mine Huaron of Pan American Silver S.A. is locate in Francois in Huayllay's district , in Cerro the Pasco Province. The Production of the mine is polymetallic: silver (principal) , zinc , copper and plumb. At present the plant of concentrates process 2000 t/d with 175 g. of Ag., 3 % of Zn, 1.2 % of Pb, and 0.3 % of Cu.

The Unit Huaron has the objective to be the best unit of production in ounces of silver in the Corporation Pan American Silver (PASSAC). In the base to obtain the high standards in productivity and security, with qualified personal and the tools necessities to offer concentrates of international quality

INTRODUCCIÓN

El objetivo del informe es la aplicación del método de explotación: Avoca, una variante del corte y relleno, pues haciendo uso de los taladros largos y relleno detrítico nos hace incrementar la productividad de las operaciones mineras y disminuir los costos de producción.

La propuesta de este informe es detallar todo el proceso de implementación del método avoca en la mina Huarón hasta su puesta en marcha haciéndola parte de las operaciones mineras en la unidad de producción, lo cual ha generado mayor productividad, rentabilidad y lograr ser el método más dinámico.

Debido a las limitaciones de los métodos convencionales y la necesidad de incrementar la producción, a partir del año 2009 se introduce el método avoca, con taladros largos para bancos de perforación de 13,5 m. verticales, lográndose incrementar la producción gradualmente a 2000t Y siendo actualmente 2500 t/día.

Para ello fue necesaria en la primera etapa la adquisición de equipos de perforación, como lo es Jumbo Rocket Boomer H-104 (ATLAS COPCO) y el Mini-Raptor (RESEMIN) con los cuales se realizan perforaciones de taladros paralelos y radiales con bancos de 13,5 m. hacia abajo con diámetro de 2 1/2".

En la segunda etapa se adquirió equipos SIMBA con los cuales se logró perforaciones de bancos de hasta 22 m.

La propuesta radica en la alta productividad y mecanización de la mina, teniendo en cuenta las ventajas y desventajas que posee dicha implementación.

a) Ventajas:

- ✓ Alta productividad y rendimiento por metro.
- ✓ Menor cantidad de mano de obra.
- ✓ Gran altura de banqueo (hasta 22 m.).
- ✓ Uso de explosivo a granel.
- ✓ Posibilidad de evacuar de mineral roto control remoto.
- ✓ Bajos costos perforación y voladura.
- ✓ Ningún consumo de madera ya que no es necesario fortificar (lo que pasaría con el corte y relleno ascendente).
- ✓ Buena ventilación.
- ✓ Gran seguridad durante el trabajo.

b) Desventajas:

- ✓ Apelmazamiento del material disparado, por su caída de altura.

- ✓ En algunos tajos se utilizó sostenimiento pesado para soportar las grandes aberturas.
- ✓ Presencia de mineral no fragmentado en un 20 % después de la voladura.
- ✓ No se puede realizar una explotación selectiva, por ser un método masivo.
- ✓ No es flexible, el cambio a otro método es difícil.
- ✓ Alto nivel de vibración en la voladura.
- ✓ Mayor preparación del banco.

La alta productividad del uso de Método Avoca viene fundamentado en incrementar los niveles de producción que permitirán disminuir costos de producción e incrementar nuestra productividad (mayor volumen menor empleo de mano de obra, esto constituye más de 40 toneladas por metro cuadrado de área minable) según la evaluación realizada por el Área de Planeamiento e Ingeniería Corporativo, pues actualmente la mina como unidad produce 9 toneladas por metro cuadrado de área minable.

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1 Reseña histórica

No existen registros de actividad minera durante la época colonial, los yacimientos de Huarón, ubicados en el distrito de Huayllay, iniciaron su explotación industrial en 1912 cuando se creó la "Compagnie des Mines de Huarón", nacida de la fusión de las compañías " Venus" "Concordia" y de la "Compañía Francesa de Estudios Mineros en el Perú", hasta 1978 en que, adecuándose a la ley, se transforma en Compañía Minera Huarón S.A. con aporte de capitales peruanos. En junio de 1987 las acciones de los franceses fueron transferidas a Mauricio Hochschild Compañía (M.H.C.S.A.), quien posteriormente las vende al Grupo Canadiense PAN AMERICAN SIL VER, en marzo del 2000.

Entre 1912 y 1929 la mina se explotó por cobre, que se fundía en el mismo lugar. A partir de 1929 se adoptó una nueva orientación con el propósito de recuperar los abundantes sulfuros de plomo argentífero y de zinc.

Pan American Silver S.A. Mina Quiruvilca - Unidad Huarón se dedica a la exploración y explotación de yacimientos mineros para la producción y comercialización de concentrados de zinc, cobre y plomo, con un alto contenido de plata. La producción de la mina es polimetálica: plata (principalmente cobre y plomo). Actualmente la planta concentradora trata 2 000 t/d con 175 g. de Ag., 3 % de Zn, 1.2 % de Pb, y 0.3 % de Cu.



Figura 1: Mina Huarón- Pique D

Fuente ingeniería de planeamiento -Huaron

1.2 Ubicación Geográfica

El yacimiento de Huarón se encuentra ubicado en el distrito de Huayllay, provincia de Paseo y Región Andrés Avelino Cáceres, en un área aproximada de 15 Km², en el flanco oriental de la cordillera occidental de los Andes.

Huarón se ubica geográficamente en las siguientes coordenadas:

- 76° 25' 30" de longitud Oeste de Greenwich

- 11° 00' 45" de latitud Sur
- 4,200 a 4,800 m.s.n.m.: altitudes promedio.

1.3 Vías de acceso y transporte

Existen esencialmente dos vías de acceso carrozables y una vía férrea a saber:

Lima - la Oroya - Unish - Huarón

Es la carretera más conservada y utilizada, por constituir en gran parte la carretera central (Lima - Unish)

Lima - Canta - Huarón

Asfaltada solo en el tramo: Lima Santa Rosa de Quives en 75 Km. y afirmada lo 146 Km., es poco utilizada por su poca conservación.

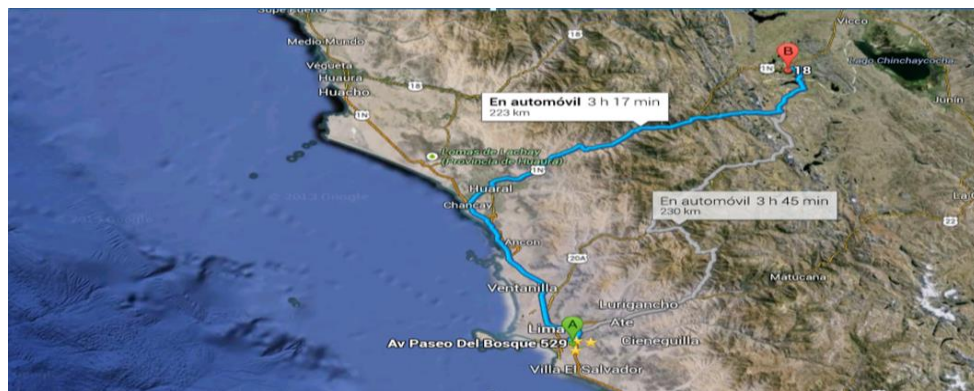


Figura 2: Ubicación y accesos a la mina Huarón

CAPITULO II

GEOLOGÍA

2.1 Geología regional y local

La Mina Huarón es productora de plata, zinc, plomo y cobre. La mineralogía está constituida por tetraedrita-tenantita (cobres grises), esfalerita, galena y calcopirita-enargita como minerales de mena de mayor abundancia; los minerales de ganga están representados principalmente por cuarzo, rodocrosita, rodonita, manganocalcita y alabandita.

La alteración hidrotermal de las rocas encajonantes es argilización- silicificación (asociado al eje del cobre), potásica (asociado a la zona de plomo-zinc), epidotización-piritización (asociada a la zona silicificada) y clorita-magnetita (asociada a todo el yacimiento).

La columna litoestratigráfica del distrito está conformada principalmente por areniscas, margas, conglomerados, chert calcáreo, andesitas, ignimbritas, brechas y tufos.

2.1.1 Litoestratigrafía

2.1.1.1 Mesozoico, Cretáceo Superior

• Formación Casapalca:

Aflora discordantemente sobre el geoanticlinal del Marañón, con más de 1,000 metros de potencia promedio. Su litología consiste de lutitas, limonitas y areniscas de colores rojo brunáceo. Hacia la base presenta niveles de conglomerados con clastos de calizas, areniscas rojas, intrusivos y esquistos subangulares; hacia el ope se o se a predominancia de calizas blanquecinas con intercalacio es conglomerádicas rojizas. Presenta tres miembros.

- ✓ **Miembro Inferior**, constituido por lutitas rojas, areniscas semiconsolidadas de color verde grisáceo a rojizo, conglomerados en varias capas y lentes de calizas. Se estima una potencia de 300 a 330 metros.
- ✓ **Miembro Conglomerado Shuco**, constituido por conglomerados resistentes, con clastos de calizas, cuarcitas, chert, areniscas rojas y filitas; englobada en una matriz calcárea, brechada, los fragmentos presentan bordes subangulares, de tamaños variables. La potencia varía entre 150 a 200 metros.
- ✓ **Miembro Calera**, en la base presenta margas y lutitas en estratos delgados, gradando a calizas y dolomías con nódulos de chert, con espesor aproximado de 60 a 65 metros. En la parte media está compuesto por calizas y margas con intercalaciones de lutitas con estratificación delgada, con potencia de 53 metros.

Hacia el tope presenta calizas y dolomitas con nódulos de chert en estratos medios de color gris blanquecino.

Por su relación estratigráfica es considerada haberse depositado desde el Cretáceo hasta el Paleógeno temprano. El plegamiento y el desarrollo de la superficie de discordancia se dieron en el Paleoceno (Paleógeno inferior).

En Mina Huarón, no se ha definido con precisión en que sector de la columna de la Formación Casapalca se encuentran los laboreos. Por la presencia del contacto discordante con el grupo Calipuy, se puede asumir que estamos en la parte superior de la columna.

1.1.1.2 Cenozoico, Paleógeno-Neógeno-Cuaternario

• Grupo CaJipuy:

Aflora discordantemente sobre la Formación Casapalca, fue depositado después del periodo eje plegamiento, erosión y levantamiento que afectaron a la Formación Casapalca. Consiste de rocas piroclásticas, lavas, ignimbritas, tufos, basaltos, riolitas y dacitas.

En la Mina Huarón no está bien definida la columna del Grupo Calipuy, ni el sector de la columna que está presente.

A nivel de la región se le reconoce cuatro unidades:

- ✓ **Unidad Formación Yantac**, secuencia volcano-sedimentaria, denominada también como serie abigarrada, constituida por rocas elásticas y piroclásticas,

variando a conglomerados, areniscas gris parduscas, caliza arenosa, limolitas y lutitas de colores abigarrados(verde a marrón, púrpura, rosado, gris, blanco y pardo).

- ✓ Hacia el tope muestra intercalaciones de tufos, brechas tufáceas, algunos niveles de aglomerados con derrames lávicos andesíticos. Su potencia varía desde 60 a 150 metros. La datación de esta secuencia lo ubica entre el Paleoceno a Eoceno.
- ✓ **Unidad Volcánico Carlos Francisco**, consiste en derrames andesíticos porfiroides ocasionalmente intercalados brecha volcánica y pórfidos masivos. Su potencia varía desde 4 a 1000 metros y la datación por correlación la ubica entre el Eoceno al Oligoceno.
- ✓ **Unidad Volcánico Colqui**, consiste de derrames andesíticos con cierta alternancia de tufo fino, lapillis y aglomerados. Hay presencia de delgadas capas de areniscas y calizas tufáceas. Su potencia es de 200 metros y su datación la ubica entre el Eoceno al Oligoceno.
- ✓ **Unidad Volcánico Millotingo**, constituido por derrames lávicos andesíticos a riódacíticos, ocasionalmente traquiandesíticos. Su potencia promedio es de 180 metros y su datación lo ubica entre el Oligoceno superior y el Mioceno inferior.
- **Volcánico Rumillana**
Es una secuencia de rocas volcanoclásticas conocido como aglomerado Rumillana y toba Unish. El aglomerado Rumillana está compuesto por fragmentos angulosos y subangulosos de caliza, filita y chert y roca ígnea porfirítica fuertemente

alterada. Las tobas Unish están constituidos por piroclastos y lavas. Su potencia es de 150 metros y su datación lo ubica en el Mioceno superior.

- **Volcánico Pacococho:**

Está constituido por derrames volcánicos andesíticos y por basaltos con ciertas intercalaciones de flujos de brecha volcánica y esporádicamente se observa tufos blanquecinos en capas delgadas. Su potencia es de 150 metros y su datación lo ubica entre el Mioceno y el Plioceno.

- **Formación Huavllay:**

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. Su datación radiométrica lo ubica en el Plioceno.

- **Depósitos Cuaternarios:**

Son los depósitos de cobertura inconsolidados y de distribución irregular. Se han distinguido depósitos aluviales pleistocénicos, depósitos morrénicos, depósitos fluvio-glaciares, depósitos de turbas, depósitos coluviales y depósitos aluviales.

2.1.2 Intrusivos

Entre la Cordillera Occidental y Oriental se ha reconocido intrusivos menores, de 4 Km² de tamaño, de característica hipabisal relacionados a yacimientos hidrotermales, distribuidos irregularmente y denominados stocks de alto nivel. Instruyen generalmente a rocas del Paleógeno. Son porfiríticos con fenocristales de plagioclasa (1 a 2 cm) y la presencia de cuarzo es común. La presencia de biotita y hornblenda es

común en algunas áreas. La composición reconocida de estos intrusivos es Monzogranito.

En el área de Huarón, aflora un stock alargado de monzonita y está emplazado en la Formación Casapalca y en los Volcánicos Calipuy afloramiento se distinguen formas tabulares de dirección NS y EW. Su potencia varía desde metros hasta 300 metros. Estas dos orientaciones predominantes también son observadas en interior mina. La datación que se asume para estos intrusivos lo relaciona al Paleógeno.

2.2 Geología estructural

2.2.1 Plegamiento

Las secuencias paleógenas depositadas en el miogeosinclinal fueron deformadas por la Fase Incaica, orientando sus estructuras con dirección NO-SE (tendencia andina), el levantamiento macizo del bloque miogeosinclinal ocurrió en una superficie de erosión regional; este levantamiento de erosión coincidió con el emplazamiento de los últimos eventos magmáticos del batolito.

El plegamiento en los sedimentos dentro del miogeosinclinal tomo lugar antes y después de la depositación de la Formación Casapalca y del Grupo Calipuy.

Este plegamiento se dio durante el paleógeno posiblemente mediante la orogenia incaica. Durante la depositación deformación adicional que fue la Fase

En el área de Huarón, estas observa la secuencia de la formación Casapalca formando un anticlinorio y la secuencia del Grupo Calipuy formando un anticlinal abierto ligeramente asimétrico.

2.2.2 Fallas

En la región existen grandes dislocaduras acompañadas .de fallas secundarias. Estas fallas secundarias en el área de Huarón estarían representadas por la Falla NS (conocida como Huaychao-Cometa) y la Falla LLacsacocha. Ambas fallas dividen al yacimiento en cuatro sectores.

Fallas locales reconocidas posteriormente con los trabajos de minado son: Falla Shiusha (relacionada a la falla Pozo D) y la Falla Tapada (relacionada con la falla Anteabigarrada). Existen más fallas locales y la revisión de ellos va a permitir entender el efecto de estas fallas en el control del yacimiento.

Entre la Falla Shiusha y la Falla Tapada parece ubicarse el movimiento "hórstico" mencionado en alguna literatura.

2.2.3 Discordancia

Recientemente se ha definido una superficie de discordancia presente en todo el yacimiento y visible en cada flanco del anticlinal. Esta superficie de discordancia estaría en el contacto entre la Formación Casapalca y el Grupo Calipuy. Parece tener un efecto en el control de la mineralización.

2.3 Geología económica

2.3.1 Tipos de mineralización

A. Vetas

En fallas o fracturas mineralizadas posteriormente con minerales de mena y ganga predominando la longitud horizontal sobre la vertical, variando en potencia en unos centímetros, hasta algunos metros. Ejemplo; Alianza, Yanacrestón, Veta Cuatro, Travieso, Cometa, etc.

B. Vetas Manto

Vetas estratiformes, siguen el buzamiento de las capas sedimentarias de la Formación Casapalca inferior y superior ejemplo:

Caprichosa, Fastidiosa, Surprise, Santa Rita, San Narciso, Ramal Caprichosa, vetas trampa del contacto conglomerado-marga San Pedro, Paola, etc.

C. Bolsonadas

Son concentraciones de mineral Hipógeno en cuerpos de forma irregular, emplazados principalmente en conglomerados y chert por reemplazamiento, ejemplo: Sevilla, Córdoba, Lourdes, Impacto 15, Bolsonada 51, etc.

2.3.2 Mineralogía

A. Enargita (AsS_4Cu_3)

De color negro oscuro, brillo metálico, de peso específico 4.4 se caracteriza por su exfoliación cuando cristaliza, también se encuentran en estado masivo, en algunos casos tiene un contenido mínimo de Zn y Fe. Se halla íntimamente

asociada a la Tennantita Tetrahedrita, en ciertos casos con la Pirita, Cuarzo y otros Sulfoarseniuros y Sulfoantimoniuros.

B. Tetrahedrita (Sb₄S₁₃) (Cu, Fe, Zn, Ag)₁₂

De color grisáceo a pardo, de peso específico 4.6, de brillo metálico a sub metálico, de raya negra, tiene cierto contenido de Hierro, Plata y Zinc que sustituyen al Cobre, se hallan asociado a la Enargita, Calcopirita y Pirita principalmente y otros Sulfoarseniuros y Sulfoantimoniuros.

C. Galena (SPb)

De color gris plomizo de dureza 2.5 y de peso específico 7.4 a 7.6 de brillo metálico y raya gris. Generalmente se encuentra cristalizada, se caracteriza por su buena exfoliación y gran peso específico, se enriquece con valores de plata especialmente Galena tardía Argentífera que es de un color gris brillante.

D. Esfalerita (SZn)

Llamada también Blenda, de dureza 3.5, peso específico entre 3.9 a 4.1 el color varía de castaño claro a castaño oscuro, pasando por marrón rojizo de brillo resinoso a metálico, raya blanca o amarilla, se halla cristalizada, se encuentra asociada principalmente a la Galena.

E. Pirita (FeS₂)

De color amarillo pálido, es el mineral de ganga más abundante, cristalizado o masivo o en diseminaciones asociada a todos los minerales antes descritos.

F. Cuarzo (SiO₂)

De color blanco transparente a ahumado, a veces en cristales piramidales formando Drusas, brillo vítreo y gran dureza, es abundante y se encuentra asociado a todos los minerales antes indicados.

G. Calcita

Se le encuentra generalmente masiva, asociada a casi todos los minerales descritos, es de color blanquecino, brillo vítreo, ocasionalmente se enriquece con valores de Plata.

H. Rodocrosita (MnCO₃)

De color rosado, de aspecto duro asociado al Cuarzo y Calcita preferentemente. Se encuentra íntimamente asociada a la Rodonita (MnSi₂) a la Calcita y demás minerales a enriquecer mucho más que la Calcita con valores favorable para la precipitación de Sulfosales de Plata (Proustita, Pirargirita, Estefanía, Polibasita y otras).

2.3.3 Paragénesis

Estudios detallados de los diferentes tipos de mineral y de fases de alteración hidrotermales las rocas de caja y su distribución en el yacimiento, ponen en evidencia una paragénesis compleja y relacionada a 3 principales fases o etapas de mineralización.

La existencia de varios tipos de mineral dentro dentro de una misma estructura de veta se interpreta como el resultado de nuevos aportes, removilizaciones y reemplazamientos.

Estudios con microsonda electrónica sobre los minerales con plata demuestran que:

- 62% de Ag esta en Tetraedrita (Cu_3SbS_3)
- 15% de Ag esta en Galena Antimoniada
- 06% de Ag esta en Tenantita (Cu_3AsS_3)
- 06% de Ag esta en Blenda (SZn)
- 11 % de Ag esta en piritita y otros minerales

2.3.4 Alteración Hidrotermal

La alteración hidrotermal reconocida en superficie y en los laboreos subterráneos son: sericitización y silicificación muy cerca de las vetas, y cloritización, epidotización y propilitización alejada de las vetas.

Por la cantidad de vetas principales más ramales, existe una superposición de alteraciones que origina franjas de alteración propias de la mineralización.

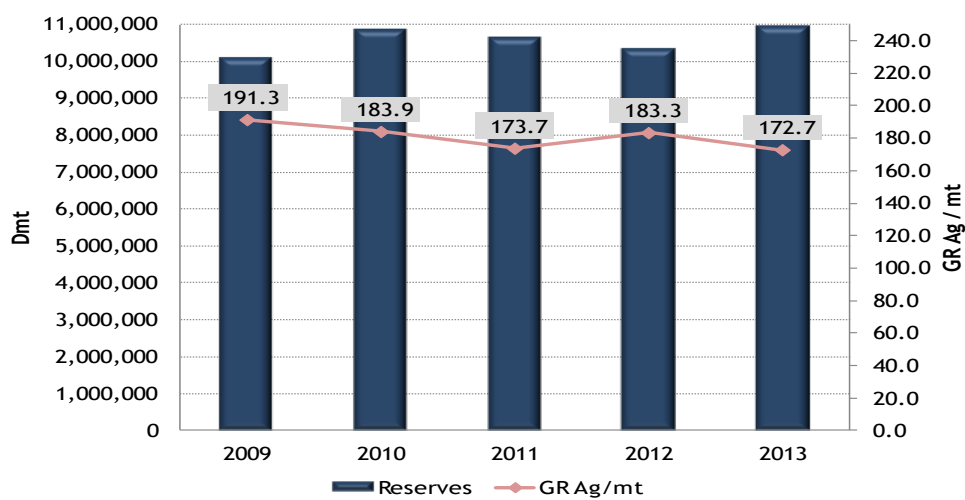


Figura 3: Huaron reserves

CAPITULO III

OPERACIONES MINA

3.1 Características físicas del yacimiento

Dentro de las principales características físicas del yacimiento tenemos:

Peso Específico del mineral in-situ : 3.3 t/m³

Peso Específico del material estéril : 2.7 t/m³

Peso Específico del relleno hidráulico : 1.8 t/m³

Factor de Esponjamiento : 30 – 40 %

Humedad : 8-9.5 %

3.2 Plan de desarrollo de la mina

Dentro del Plan de Desarrollo de la mina ejecutado el año 2013 y los próximos 4 años se muestran a continuación.

Tabla 1: Plan de desarrollo de la mina

TMS	Zona						
Año	NORTE	500	600	SUR	SATÉLITE	TMS anual	Prom-mes
2013	213,000	169,800	90,000	216,200	30,000	719,000	59,917
2014	269,500	228,000	-	209,400	112,100	819,000	68,250
2015	246,600	182,500	-	312,900	122,400	864,400	72,033
2016	363,600	26,000	-	372,400	144,500	906,500	75,542
2017	626,700	-	-	337,800	-	964,500	80,375
TMS anual	1,719,400	606,300	90,000	1,448,700	409,000	4,273,400	356,117

Fuente: Superintendencia de ingeniería y planeamiento

En cuanto al Plan de Explotación para la mina, de acuerdo al potencial con el que contamos entre reservas y recursos es factible el incremento de producción, para lo cual se requerirá mayores desarrollos y preparaciones

La producción estimada que se requiere alcanzar es de 900,000 toneladas al año, equivalente a una producción diaria de 2,500 toneladas.

3.3 Zonas de explotación

La mina Huarón actualmente cuenta con cuatro zonas de operación, las cuales son: Norte, Sur, Norte 500 y Norte 600.

Estas se agrupan dentro de la mina HUARÓN y la cual cuenta con diversas concesiones donde se ubican las diferentes zonas de producción, ubicadas en el distrito de Huayllay y huaychau.

Para los próximos años se plantea un incremento de producción a 2,600 t diarias lo que equivale a una producción anual de 936,000 t.

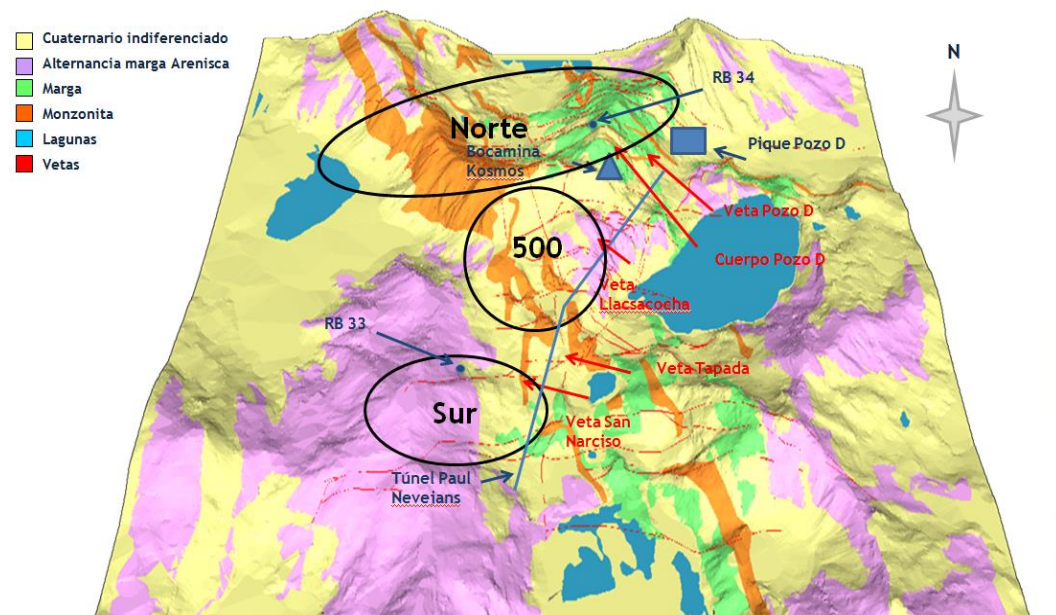


Figura 4: Plano geológico superficial de mina Huaron

Fuente: Geología Mina Huaron

3.4 Descripción de las operaciones mineras

3.4.1 Método de explotación

El método de minado utilizado en gran parte de las operaciones es el Corte y Relleno Ascendente, el cual se realiza en forma de tajadas y/o cortes horizontales

comenzando del fondo del tajo en retirada y avanzando hacia arriba dependiendo de la longitud del mismo.

El mineral roto es cargado y extraído completamente del tajo, cuando todo el corte ha sido disparado, el volumen extraído es rellenado con material estéril (relave o desmonte) para el soporte de las cajas, proporcionando una plataforma mientras la próxima rebanada sea minada respectivamente.

El material de relleno puede ser de 'material detrítico' proveniente de labores de avance en desmonte distribuidos mecánicamente con scooptram; el otro relleno es proveniente de las zonas de relave de la planta concentradora, mezclado con agua y transportado a la mina a través de una tubería, cuando el agua de relleno es drenado e es queda un relleno competente con una superficie lisa y pareja.

La aplicación de este método de explotación constituye un modo particular flexible de operar, el cual ha sido adaptado a este yacimiento teniendo en cuenta las condiciones geomecánicas. Este método es bastante selectivo y teniendo vetas irregulares, es el método más recomendable.

Debido a la potencia de veta de las estructuras se tienen tajos con minado convencional y mecanizado. Los tajos convencionales cuentan con una longitud de 80 m, ubicando 2 chimeneas camino en los extremos y un echadero central reforzado con anillos de acero y compartimento de izaje, este diseño es aplicado para vetas cuya potencia varía entre 0,8 m a 1,8 m. Los tajos mecanizados cuya potencia de veta es mayor a 1,8 m tienen una longitud de 180 m y una rampa de

operación que avanza con el tajo, así también se tienen chimeneas de ventilación hacia el nivel superior y un ore pass enlazado a la rampa.

A. Perforación:

La perforación es realizada con perforadoras convencionales jackleg, empleando barrenos cuya longitud va de 6' a 8' y diámetro de 41 mm, y jumbo electro hidráulicos con longitud de 12' y diámetro de 2,5".

B. Voladura:

La voladura se realiza utilizando anfo, dinamita, carmex, pentacord, mecha rápida y fanel de período corto.

C. Sostenimiento:

El sostenimiento empleado para los tajos es con split set, malla metálica y puntales de eucalipto.

Para las labores de avance como rampas, by pass se emplea cimbras metálicas, shotcrete via húmeda, perno y malla.

D. Limpieza, Acarreo y Transporte:

La limpieza de mineral en los tajos convencionales se realiza mediante winches de arrastre con rastrillos y en los tajos mecanizados se realiza con scoop diesel, los cuales acumulan en el ore pass y desde este punto el material es trasladado a superficie a través de volquetes de 7.5m³ de capacidad. Para las labores de avance se utilizan las cámaras de carguío acondicionadas para volquetes.

E. El nivel 250 para posteriormente tener una extracción combinada por medio de rieles y winche de izaje con skip, en este caso utilizando el pique 'D' que llega al costado de la Planta Concentradora.

F. La extracción del mineral del interior de la mina se hace con volquetes, línea riel y pique, de acuerdo al siguiente cuadro:

G. Ratios Operativos

Para el cálculo de los ciclos de minado se utilizan los siguientes ratios operativos:

Tabla 2: Indicadores operativos de la mina Huaron

Actividades	Indicador	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013 F	2014 B	
Backfill	% Hidráulico	84.60%	85.00%	74%	71%	68%	65%	34%	40%	
	% Detrítico	15.40%	15.00%	26%	29%	32%	35%	66%	60%	
Productivity	Ton / hombre-guardia	Tajos	4.80	3.80	4.82	4.12	4.12	4.97	5.31	6.96
		Mina	3.90	3.11	3.98	3.24	3.13	3.32	3.12	4.52
	Factor de Potencia	Tajos (Kg / ton)	0.58	0.52	0.65	0.65	0.64	0.59	0.49	0.45
		Desarrollo (Kg / m)	17.32	17.72	27.20	26.16	25.57	27.99	30.14	30.00
Production	Ton / m2 - Método taladros largos			34.02	30.28	30.95	44.83	41.23	45.00	
Index	Ton / m2 - Método corte y relleno	8.79	9.02	12.68	11.66	12.68	9.74	9.88	11.33	
Ground Support	Malla (ft2)	140,787	2,451,305	1,993,502	1,809,920	1,661,220	1,501,184	2240247*	1,543,376	
	Pernos (und)	50,461	95,929	137,576	185,793	164,218	152,288	184,040	267,692	
	Shotcrete Vía Seca (m3)	140	1,380	1,534	2,227	3,151	2,871	-	-	
	Shotcrete Vía Humeda (m3)	-	-	-	-	-	-	16,173**	16,130	

*Después del accidente mortal se ordenó el sostenimiento con malla en todo clasificación de roca.

**A partir del 2013 hay una variación en shotcrete de 975 m3 a 1650 m3 porque se está mecanizando la mina.

H. Ventilación

Actualmente, ingresa un caudal 599,125 cfm de aire fresco a las operaciones.

El caudal de aire requerido en la mina es de 940,825 cfm, que es el resultado de emplear los estándares de 6m³/min-persona y de 3m³/min- HP a 4500 m.s.n.m. conforme a lo establecido en el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera D.S. N° 055-2010-M.E.M.

Por otro lado los objetivos para el sistema de ventilación:

- Cubrir los requerimientos de aire fresco, normados por el DS-055, además disponer de un sistema flexible a diferentes escenarios de requerimiento de caudal de aire y diferencias de presiones
- Plantear un sistema de ventilación, cuya infraestructura garantice un ambiente favorable para las personas y equipos. Minimizar el consumo de energía eléctrica para uso de tecnología y instrumentación.

Tabla 3: Balance de caudal de aire proyectado

SISTEMA DE VENTILACION ACTUAL 2013				SISTEMA DE VENTILACION PROYECTADO DICIEMBRE 2013			
ZONA SUR				ZONA SUR			
INGRESOS		SALIDAS		INGRESOS		SALIDAS	
LABOR	CAUDAL(CFM)	LABOR	CAUDAL(CFM)	LABOR	CAUDAL(CFM)	LABOR	CAUDAL(CFM)
RB-12	22,580	RB-01	90,000	RB-12	71,800	RB-12	300,000
RA-20B	40,887	RA-20B	40,000	RB-01	68,700	RA-20B	100,000
Creaser-G1	26,548	TOTAL(CFM)	230,000	Creaser-G1	51,200	TOTAL(CFM)	400,000
BM-San Narciso	24,833			BM-San Narciso	25,600		
XC-12	37,213			XC-12	92,400		
TOTAL(CFM)	152,061			RP-08	109,900		
				TOTAL(CFM)	405,400		
NORTE-250				NORTE-250			
INGRESOS		SALIDAS		INGRESOS		SALIDAS	
LABOR	CAUDAL(CFM)	LABOR	CAUDAL(CFM)	LABOR	CAUDAL(CFM)	LABOR	CAUDAL(CFM)
RB-06	21,000	RB-10	69,500	RB-06	21,000	RB-10	69,500
PODD D	48,000	TOTAL(CFM)	69,500	PODD D	48,000	TOTAL(CFM)	69,500
TOTAL(CFM)	69,000			TOTAL(CFM)	69,000		
NORTE-450				NORTE-450			
INGRESOS		SALIDAS		INGRESOS		SALIDAS	
LABOR	CAUDAL(CFM)	LABOR	CAUDAL(CFM)	LABOR	CAUDAL(CFM)	LABOR	CAUDAL(CFM)
POQUE 04	21,000	RB-28	50,000	POQUE 04	21,000	RB-28	50,000
XC-11	48,000	RB-07	89,540	XC-11	48,000	RB-07	89,540
CH-45	68,000	TOTAL(CFM)	139,540	CH-45	68,000	TOTAL(CFM)	139,540
TOTAL(CFM)	137,000			TOTAL(CFM)	137,000		
NORTE-180				NORTE-180			
INGRESOS		SALIDAS		INGRESOS		SALIDAS	
LABOR	CAUDAL(CFM)	LABOR	CAUDAL(CFM)	LABOR	CAUDAL(CFM)	LABOR	CAUDAL(CFM)
CH-01	22,000	RB-14	45,000	RB-01	95,000	RB-14	45,000
RB-20	48,000	RB-12	59,000	RB-20	48,000	RB-12	59,000
RA-30	70,000	CH-079	41,150	RA-30	92,000	CH-079	41,150
TOTAL(CFM)	140,000	TOTAL(CFM)	145,150	TOTAL(CFM)	235,000	CH-AL-02	90,000
						TOTAL(CFM)	325,150
NORTE-600				NORTE-600			
INGRESOS		SALIDAS		INGRESOS		SALIDAS	
LABOR	CAUDAL(CFM)	LABOR	CAUDAL(CFM)	LABOR	CAUDAL(CFM)	LABOR	CAUDAL(CFM)
BM-600	58,000	BM-Yanayama	90,000	BM-600	58,000	BM-Yanayama	90,000
BM-XC-840	21,000	TOTAL(CFM)	90,000	BM-XC-840	21,000	TOTAL(CFM)	90,000
TOTAL(CFM)	80,000			TOTAL(CFM)	80,000		
TOTAL				TOTAL			
		599,190				940,190	

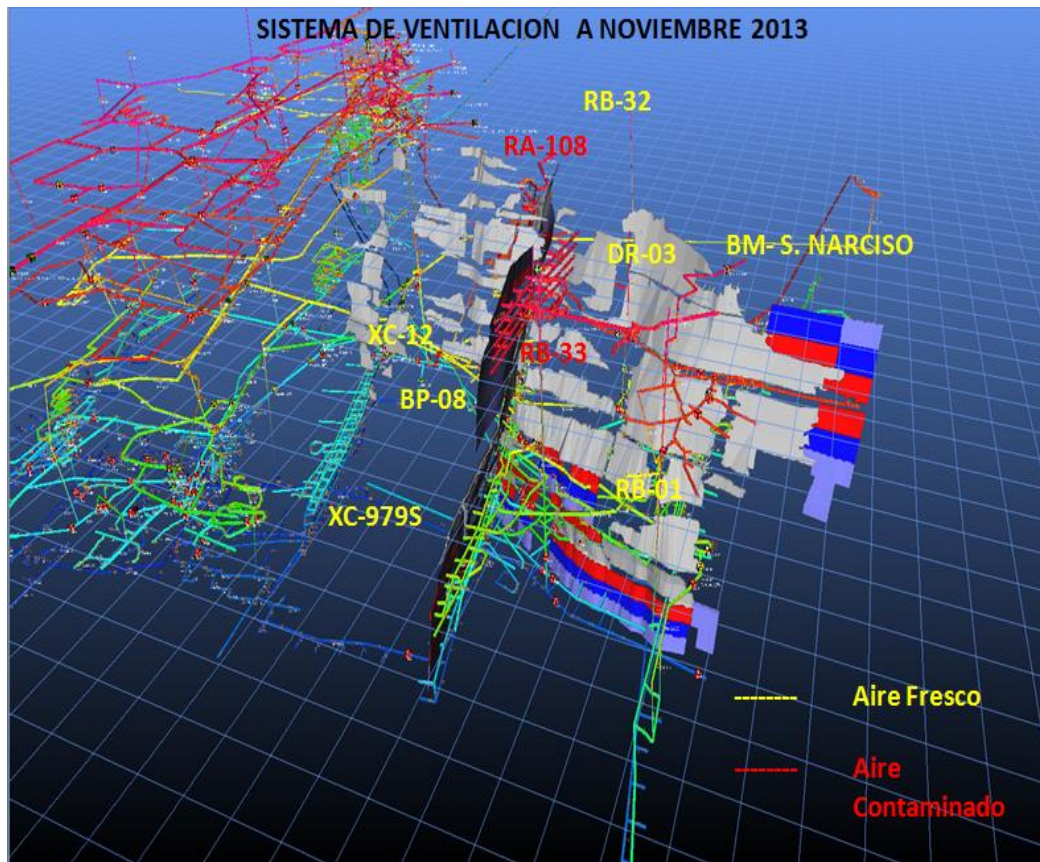


Figura 5: esquema de ventilación de la mina Huaron

Fuente: Ingeniería de planeamiento -Huaron

3.4.2 Detalle de recursos usados en la unidad Huarón

Mano de obra:

Tabla 4: Mano de obra utilizada en la unidad Huarón

Personnel	2009	2010	2011	2012	2013 F.	2014 B.
Staff	11	9	9	10	11	12
Employees	300	313	316	349	339	402
Workers	549	552	590	669	618	530
Total Payroll	860	874	915	1,028	968	944
Contractors	689	796	797	1,231	1,021	713
TOTAL	1,549	1,670	1,712	2,259	1,989	1,657
	2009	2010	2011	2012	2013 F.	2014 B.
Tonnes (dmt)	699,420	704,094	614,437	683,483	785,609	835,400
Advances (m)	12,852	12,817	11,468	15,586	18,632	18,055

* No se considera personal de Exploraciones, Proyectos y Administrativo Lima.

Equipos:

Los equipos empleados para la operación actual, son las siguientes

Tabla 5: Equipos empleados para la operación actual

		Scoop			
		Forecast 2013		Budget 2014	
Zona	Subzona	PAS-Huarón	Tuneleros	PAS-Huarón	Tuneleros
Norte	180	3	2	3	2
	250	3	0	6	0
Sur		5	3	5	3
500		3	0	3	0
		Dumper			
		Forecast 2013		Budget 2014	
Zona	Subzona	PAS-Huarón	Tuneleros	PAS-Huarón	Tuneleros
Norte	180	1	0	1	0
	250	1	0	1	0
Sur		1	2	2	2
500		1	0	1	0
		Jumbo****			
		Forecast 2013		Budget 2014	
Zona	Subzona	PAS-Huarón	Tuneleros	PAS-Huarón	Tuneleros
Norte	180	0	1	1	1
	250	2	0	2	0
Sur			2		2
500		2	0	1	0
		Jumbo TL			
		Forecast 2013		Budget 2014	
Zona	Subzona	PAS-Huarón	Tuneleros	PAS-Huarón	Tuneleros
Norte	180	0	0	0	0
	250	1	0	1	0
Sur		1	0	1	0
500		1	0	1	0

Fuente: ingeniería de planeamiento -Mina Huaron

CAPITULO IV

MÉTODO DE MINADO MIXTO – ASPECTOS TÉCNICOS BÁSICOS

4.1 Descripción

Dado las características morfológicas y geomecánicas de la estructura mineralizada; el minado por el método AVOCA nos permite mantener el límite máximo de abertura, por el constate relleno que se realiza cada cierto tramo disparado y consiste en realizar un by pass paralelo a la estructura mineralizada, luego se ingresa con ventanas cada 50 m. y se realizan sub niveles cada 15 de altura, a la vez se realizan los pisos de minado con varios by pass que nos permiten mantener el relleno constante del tajo.

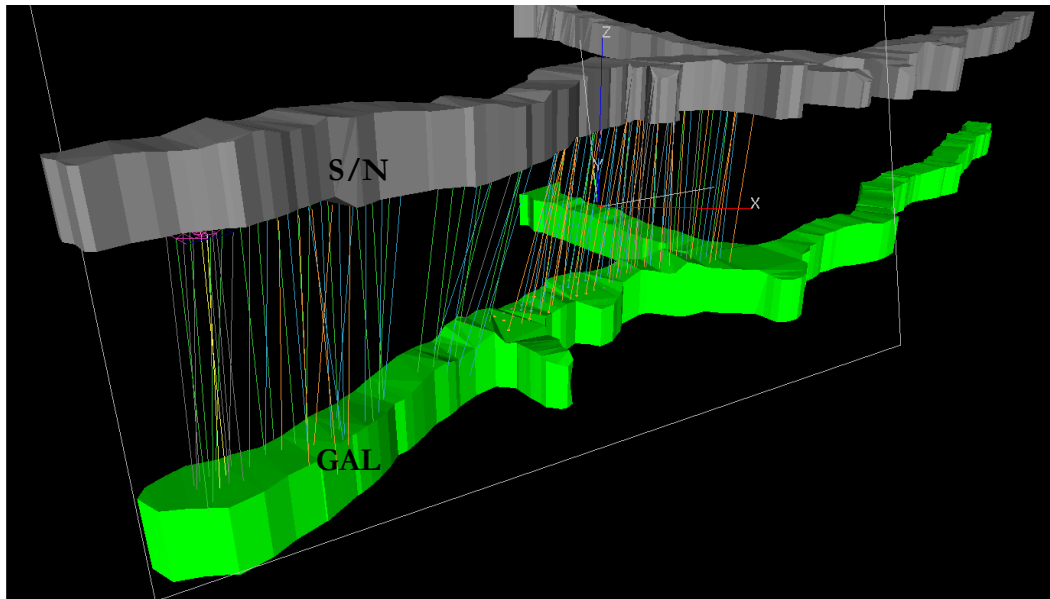


Figura 6: Modelamiento de la veta tapada

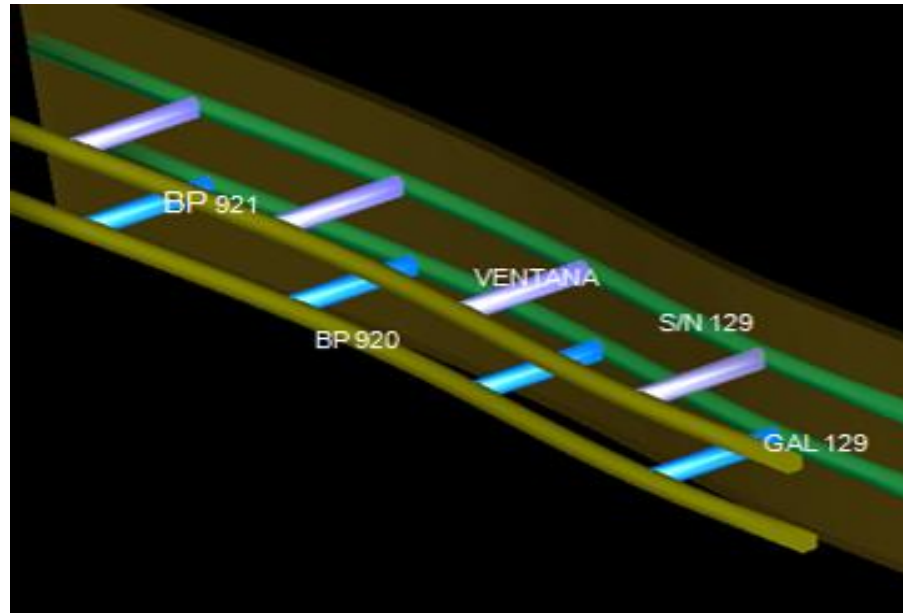


Figura 7: Gráfica tridimensional del método Avoca

Fuente: ingeniería de planeamiento -Mina Huaron

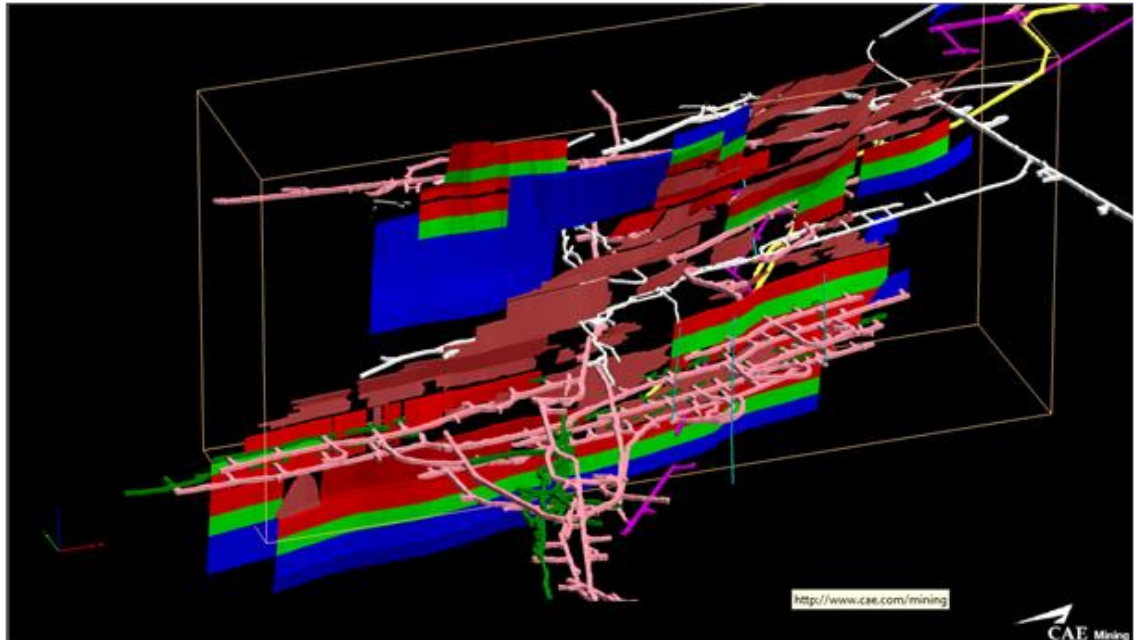


Figura 8: Vista en 3D de la preparación del minado por el método AVOCA

Fuente: ingeniería de planeamiento -Mina Huaron

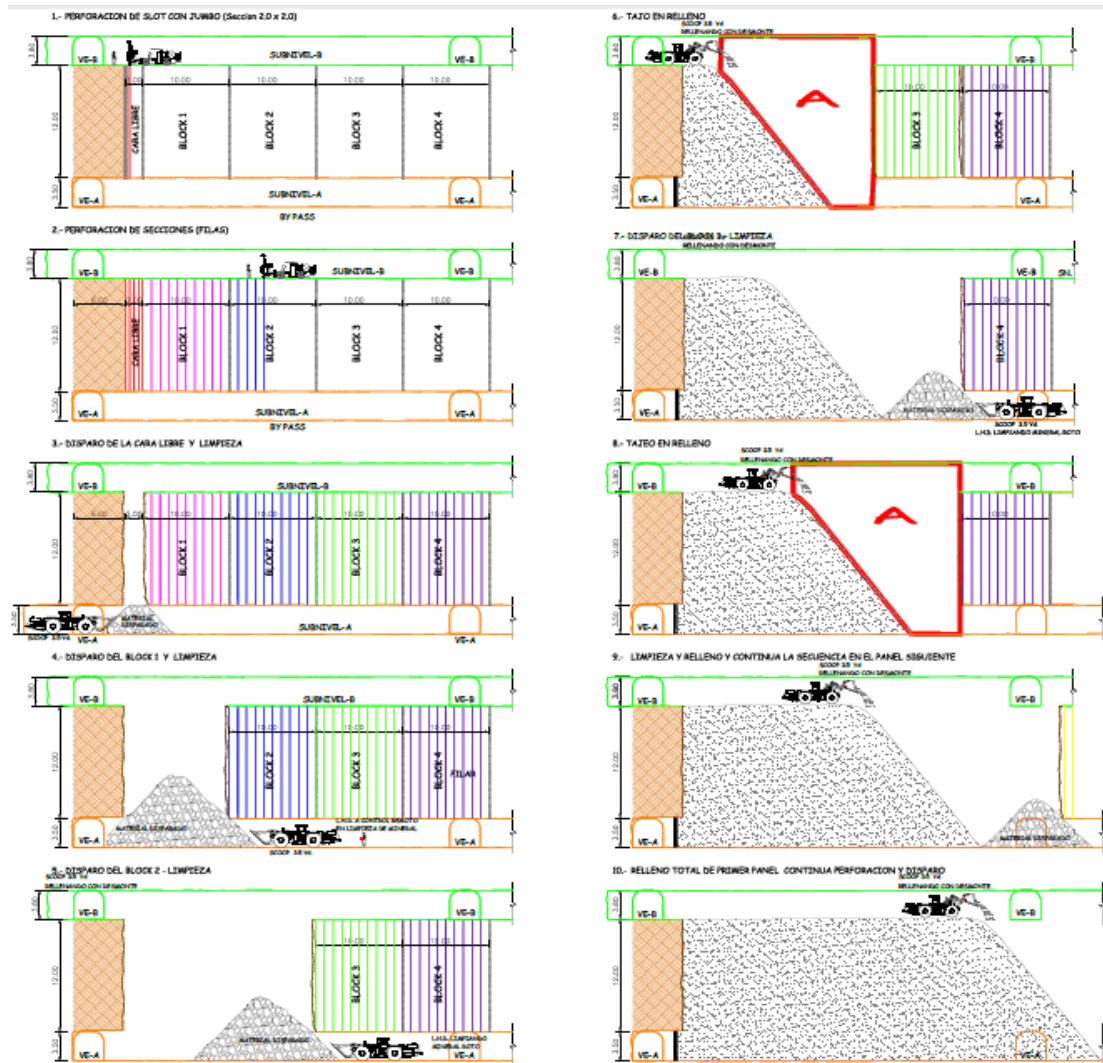


Figura 9: Plano Sección longitudinal del minado por el método avoca

4.2 Método de minado avoca

El método de minado AVOCA con relleno permanente denominado también como el método de minado TALADROS LARGOS se aplica en depósitos verticales con potencias mayores a 3.0 m y cuyas cajas son de competencia pobre. Este método es bastante versátil, con un rango de aplicación amplio especialmente en condiciones

de rocas incompetentes o de características impredecibles. Permite una buena recuperación y selectividad de las reservas, se puede obviar sin problemas las irregularidades del yacimiento. Los sectores estériles pueden quedar como pilares, así mismo se puede dejar mineral disparado de baja ley en el caserón. La dilución es controlable utilizando sistemas de protección adecuados.

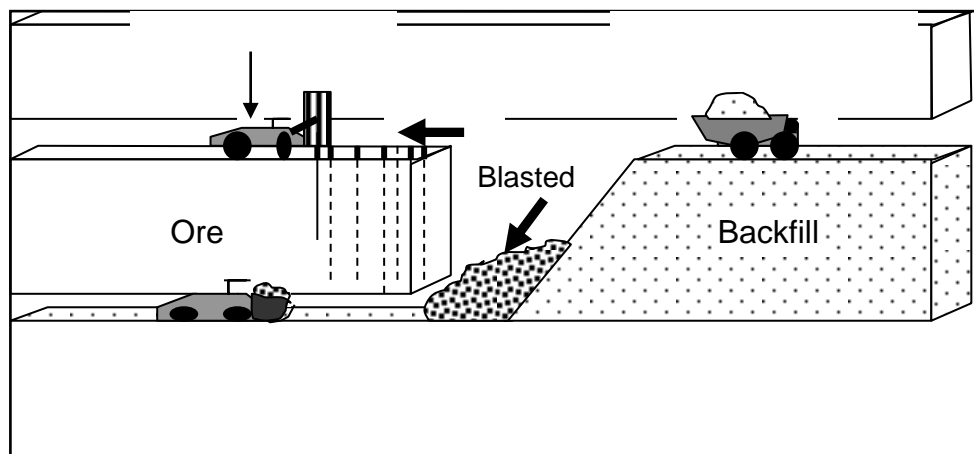


Figura 10: Gráfico del método de Minado AVOCA

Fuente: ingeniería de planeamiento -Mina Huaron

CAPITULO V

DISEÑO GEOMECÁNICO PARA DEL DIMENSIONAMIENTO DE ABERTURAS

5.1 Método de diseño

El diseño para el dimensionamiento de las aberturas se determina utilizando técnicas geomecánicas, para el caso se aplica el “método gráfico de estabilidad”, y que demuestra ser una herramienta adecuada de diseño, que puede ser aplicada en otros yacimientos con similares condiciones a fin de mejorar la productividad.

El “Método gráfico de estabilidad” fue desarrollado por Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992), siguiendo los trabajos iniciados por Mathews et. al. (1981). La versión actual del método, basado en el análisis de más de 350 casos históricos recolectados de minas subterráneas canadienses, toma en cuenta los principales factores de influencia del diseño de tajos. Información sobre la

estructura y resistencia de la masa rocosa, los esfuerzos alrededor de la excavación, y el tamaño, forma y orientación de la excavación, es utilizada para determinar si el tajeo será estable sin sostenimiento, o con sostenimiento, o inestable aún con sostenimiento. Antes de realizar el análisis del método gráfico de estabilidad veremos algunos conceptos geomecánicos importantes.

5.2 Zonificación geomecánica

Esta técnica de zonificar la masa rocosa en forma lineal, permite dividir en áreas de características estructurales y mecánicas similares, debido a que el análisis de los resultados y los criterios de diseño serán válidos solo dentro de masas rocosas que presentan propiedades físicas y mecánicas similares.

La caracterización de la masa rocosa de la zona en estudio asocia registro de datos a partir del mapeo geotécnico del laboreo minero, que se llevó a cabo utilizando la clasificación geomecánica GSI. Mediante este método se realizaron mediciones sistemáticas de las discontinuidades presentes en una estación de medición (EM), representada por un tramo de extensión variable de la roca expuesta en las excavaciones del mismo.

5.3 Clasificación del macizo rocoso

Según resultados obtenidos para este corte, presentan tres dominios geomecánicos marcadamente diferenciados, es decir, un dominio en donde la calidad de la roca es Regular-A, RMR 51 – 60, relacionado a las labores tales como Bypass, un segundo dominio donde la calidad de roca es Regular-B, RMR 41 – 50 asociado a los halos

de alteración donde se realizan las ventanas de acceso y otro en donde la calidad de la masa rocosa es Mala, RMR 21-40, este último ligado a la estructura mineralizada.

5.4 Dimensionamiento de aberturas en el minado

En forma resumida, el procedimiento de diseño para el dimensionamiento de aberturas se calcula aplicando un método que está basado en el cálculo de dos factores: N' y S. El primero es el *número de estabilidad* modificado y representa la capacidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado. El segundo es el *factor de forma o radio hidráulico* que toma en cuenta el tamaño y forma del tajo.

Usando los valores del número de estabilidad N', y el radio hidráulico RH, se estima la estabilidad de un tajeo a partir del “gráfico de estabilidad”.

5.4.1 Número de estabilidad

El número de estabilidad N' se define como:

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

Dónde:

Q': es el índice de calidad tunelera Q modificado

A: es el factor de esfuerzo en la roca

B: es el factor de ajuste por orientación de las juntas

C: es el factor de ajuste gravitacional

Clasificación Q'

El índice de calidad tunelera modificado Q', es calculado a partir de los resultados del mapeo estructural de la masa rocosa, exactamente de la misma forma que la clasificación de la masa rocosa NGI (Barton et.al., 1974) estándar, excepto que el factor de reducción del esfuerzo SRF es fijado en 1.00. El sistema no ha sido aplicado en condiciones con agua subterránea significativa, de tal manera que el factor de reducción por agua en juntas J_w es comúnmente 1.0. En Tapada tenemos condiciones de agua, húmeda a goteo y localmente.

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

RQD	Índice de calidad de la roca
J _n	número de familias
J _r	coeficiente de rugosidad de la junta
J _a	coeficiente de alteración de la junta
J _w	coeficiente reductor por la presencia de agua
SRF	factor reductor por tensiones en el macizo rocoso

Figura 11: Clasificación Q

Los datos registrados, a partir de los mapeos geomecánicos, son utilizados aquí para calcular el índice de calidad tunelera modificado Q', según la siguiente relación:

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} \frac{J_r}{J_a}$$

El RQD promedio del yacimiento, medido en el laboreo minero, es de 50 %, con un rango 30 % a 85 %, los valores menores se encuentran en la estructura mineralizada,

el valor más bajo corresponde al mineral y los valores mayores se dan en la caja piso y techo.

Basado en una detallada inspección de la masa rocosa en las labores de preparación del Tajeo, 920 W y en otras áreas locales de las excavaciones de desarrollo, se establece que no todos los sistemas de discontinuidades ocurren en todos los lugares, y que una descripción razonable del diaclasamiento es “tres sistemas más juntas aleatorias”. Para esta descripción, el cuadro de valoraciones del Sistema Q (o NGI) de Barton, indica que $J_n = 9$.

Según los registros y las constataciones efectuadas en el campo, el número de rugosidad de las juntas J_r , varía entre 1 (lisa planar) y 2 (lisa ondulada), pero lo más típico es que, por lo general, las juntas se presentan ligeramente rugosas, correspondiéndole a J_r el valor de 2. Similarmente, el número de alteración de la junta J_a varía entre 4 y 8, puesto que las paredes de las discontinuidades se presentan de ligera a moderadamente intemperizadas (alteradas), con rellenos blandos mayormente de óxidos y de calcita, de espesores ≤ 5 mm.

Se debe indicar que los valores arriba señalados para los diferentes parámetros considerados del Sistema Q, son valores representativos de las condiciones promedias de la masa rocosa del yacimiento Tapada.

Los valores de Q' , estimados para las condiciones promedias de la masa rocosa del yacimiento Tapada, son los siguientes:

Tabla 6: Valores de Q

Ubicación	Q'
Mineral	0.4
Cajas(Tapada)	3.2

Factor de esfuerzo de la roca.

El factor de esfuerzo en la roca “A”, refleja los esfuerzos actuantes 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 “ σ_c ” y el esfuerzo actuante paralelo a la cara expuesta del tajeo bajo consideración “ σ_1 ”. El factor de esfuerzo en la roca “A”, es por lo tanto determinado a partir de la relación σ_c/σ_1 (resistencia de la roca intacta a esfuerzo compresivo inducido) sobre el borde de la abertura:

Para: $\sigma_c/\sigma_1 < 2$: $A = 0.1$

Para: $2 < \sigma_c/\sigma_1 < 10$: $A = 0.1125 (\sigma_c/\sigma_1) - 0.125$

Para: $\sigma_c/\sigma_1 > 10$: $A = 1.0$

En la Figura 12, se da un gráfico del factor de esfuerzo “A” en la roca, para diferentes valores de σ_c/σ_1 .

La estimación de la resistencia de la roca intacta para el caso en estudio, es realizado mediante golpes de picota el cual es presentado en el Cuadro 7.

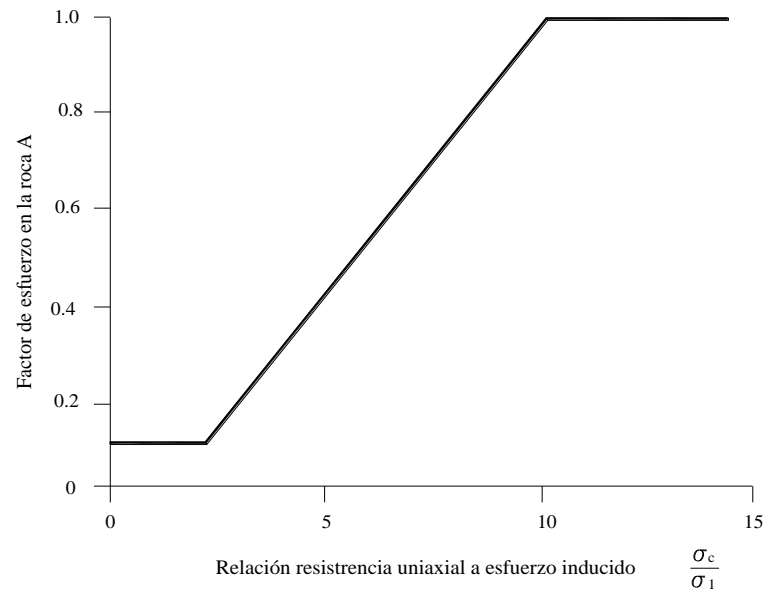


Figura 12: Factor de esfuerzo “A” en la roca, para diferentes valores de σ_c/σ_1

Tabla 7: Parámetros de resistencia de la roca intacta

Ubicación	σ_c – Mpa
Caja techo Tapada.	80
Estructura mineralizada.	25
Caja piso Tapada.	80

Para establecer el esfuerzo compresivo inducido, se efectuó un modelamiento numérico simulando las condiciones geomecánicas presentes y la geometría de un tajo. El modelamiento numérico se realizó utilizando el programa PHASE2. Los

datos de entrada para la roca intacta son los que aparecen en el Cuadro 7, los datos de entrada para la masa rocosa se presentan en el Cuadro 8.

En el citado cuadro, la calidad de la masa rocosa, expresada en términos de RMR (Bieniawski, 1989), corresponde a valores promedios. Los valores de densidad de la roca, corresponden a mediciones efectuadas en la operación minera. Los valores de las constantes “m” y “s” para condiciones no disturbadas (u) y disturbadas (d), fueron calculadas mediante la aplicación del Criterio de Hoek&Brown (1980). El módulo de deformación E, fue determinado aplicando el Criterio de Serafim&Pereira (1983) y la relación de Poisson ν corresponde a valores típicos utilizados para estos tipo de rocas.

Tabla 8: Propiedades de la masa rocosa

Material Name	Young's Modulus (MPa)	Poisson's Ratio	Failure Criterion	Material Type	Intact Compressive Strength (MPa)	m (peak)	s (peak)	a (peak)
Macizo Rocoso	1349.3	0.2	Generalized Hoek-Brown	Plastic	80	0.50735	0.00024	0.508086
Veta	615.8	0.2	Generalized Hoek-Brown	Plastic	25	0.261512	1.82912e-005	0.525561

Los esfuerzos in-situ se estima utilizando el concepto de carga litostática, en el cual el esfuerzo vertical σ_v es calculado a partir del peso unitario de la roca sobreyacente “ γ ” y la profundidad “z” debajo de la superficie, mediante la siguiente expresión:

$\sigma_v = \gamma z$. El esfuerzo horizontal σ_h es calculado por la relación $\sigma_h = k\sigma_v = k\gamma z$, donde la constante k es determinada utilizando el criterio de Sheorey (1994):

$$k = 0.25 + 7E_h \left(0.001 + \frac{1}{z} \right)$$

Dónde z (m) es la profundidad debajo de la superficie y E_h (GPa) es el módulo de deformación horizontal promedio de la masa rocosa de la superficie.

Según lo señalado, los siguientes son los esfuerzos in-situ aproximados involucrados en la porción a minarse del yacimiento Tapada.

Tabla 9: Esfuerzo in situ

Esfuerzo in-situ	MPa
Vertical σ_v	12.0
Horizontal σ_h	8
Constante k	0.7

Tabla 10: Esfuerzos compresivos inducidos

Longitud del tajo (metros)	Caja techo del tajo σ_1 - MPa
15	7

Con los valores de σ_c presentados en el Cuadro 9 y los valores de σ_1 del Cuadro 10,

calculamos las relaciones respectivas de σ_c/σ_1 . Los resultados obtenidos se presentan en el Cuadro 11.

Tabla 11: Relaciones σ_c/σ_1

Longitud del tajeo (metros)	Caja techo del tajeo
15	11.36

Si utilizamos las ecuaciones presentadas al inicio de esta sección o el gráfico de la Figura 12, observamos que como todos los valores de $2 < \sigma_c/\sigma_1 < 10$, luego, para todos los casos el factor de esfuerzo de la roca tiene un valor de $A = 1.00$, para la caja techo.

Factor de ajuste por orientación de los sistemas de discontinuidades

El factor de ajuste por orientación de los sistemas de discontinuidades, B, toma en cuenta la influencia de estas sobre la estabilidad de las caras del tajeo. Muchos casos de fallas estructuralmente 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, será más fácil que el

puente de roca intacta, mostrado en la Figura 6, se rompe por efecto de la voladura, esfuerzos o por otro sistema de discontinuidades.

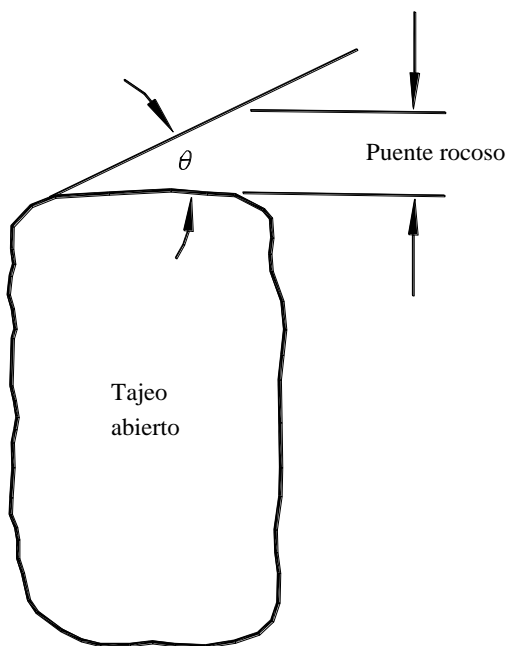


Figura 13: Orientación de la discontinuidad crítica con respecto a la superficie de la excavación (Según Potvin, 1988).

Cuando el ángulo θ se aproxima a 0, ocurre un ligero incremento de la resistencia, desde que los bloques de roca diaclasada actúan como una viga o losa. La influencia de las discontinuidades críticas sobre la estabilidad de la superficie de la excavación, es más alto cuando el rumbo es paralelo a la superficie libre, y es más pequeño cuando los planos son perpendiculares entre sí.

El factor B, que depende de la diferencia entre la orientación de la discontinuidad crítica y cada cara del tajeo, puede ser determinado a partir del diagrama

reproducido en la Figura 14.

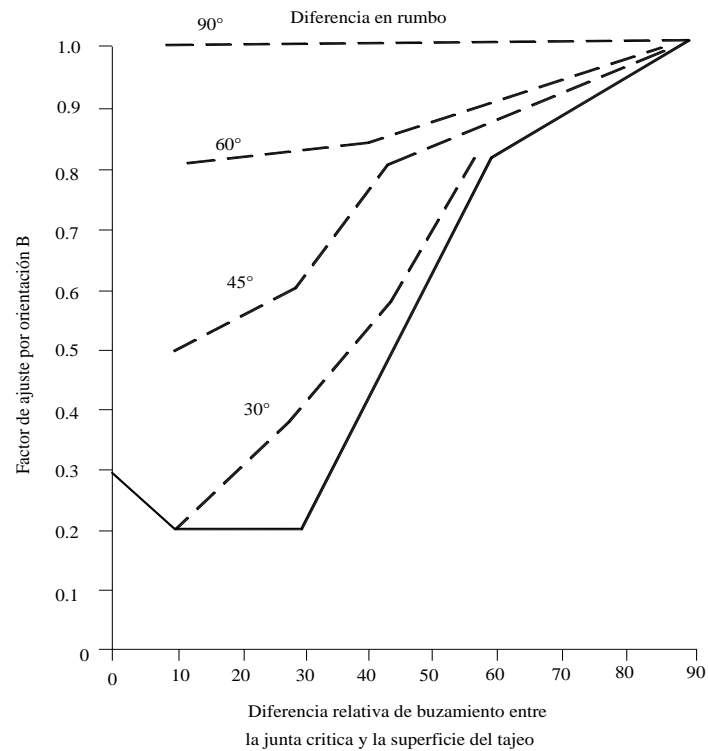


Figura 14: Factor de ajuste B, que toma en cuenta la orientación de las discontinuidades con respecto a la superficie del tajeo (Según Potvin, 1988)

Para el caso de Tapada, los sistemas de discontinuidades críticas para los varios componentes del borde de un tajeo, son listados en el Cuadro 12, junto con los valores de B hallados con la Figura 14.

Tabla 12: Discontinuidades críticas y valores de B

Ubicación	Sistema de Discontinuidad	Diferencia en rumbo	Diferencia en buzamiento	Factor B
Caja techo del tajeo Veta Tapada	1	0	0	0.2

Factor de ajuste por efecto de la gravedad.

El factor C, es un ajuste por el efecto de la gravedad. La falla del terreno puede ocurrir desde el techo debido a caídas inducidas por la gravedad o desde las paredes del tajeo, debido a lajamientos o deslizamientos.

Potvin (1988), sugirió que tanto las fallas inducidas por gravedad como las fallas por lajamiento, dependen de la inclinación de la superficie del tajeo α . El factor C para estos casos puede ser calculado a partir de la relación $C = 8 - 6 \cos \alpha$, o determinado a partir del diagrama graficado en la Figura 6. Este factor tiene un valor máximo de 8 para paredes verticales y un valor mínimo de 2 para techos horizontales de tajos.

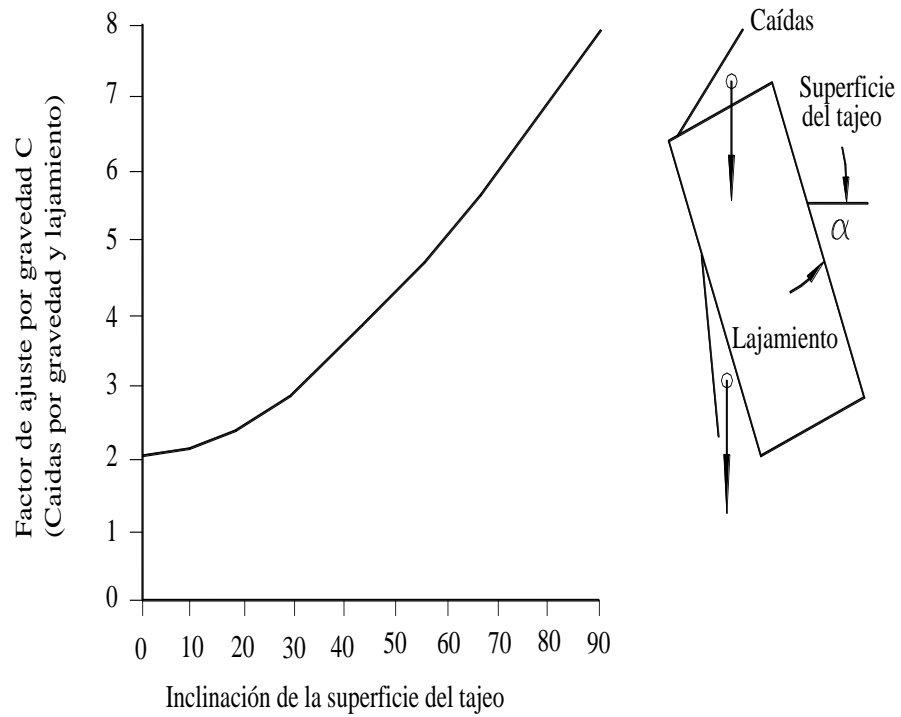


Figura 15: Factor de ajuste por gravedad C, para caídas por gravedad y lajamientos. Según Potvin (1988)

Las fallas por deslizamiento dependerá de la inclinación β de la discontinuidad crítica, y el factor de ajuste C, es dado en la Figura 16.

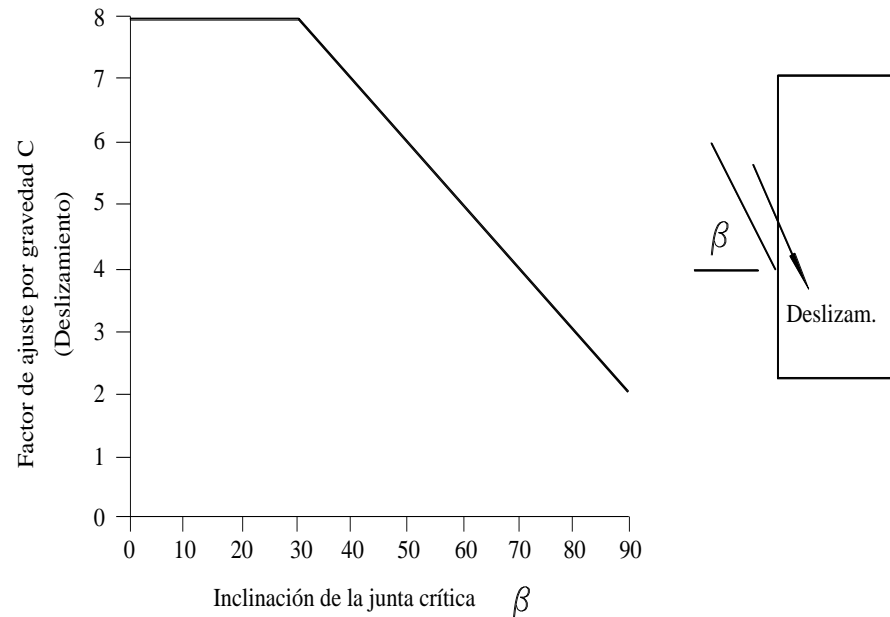


Figura 16: Factor de ajuste por gravedad C, para modos de falla por deslizamiento.

Según Potvin (1988)

El factor C toma en cuenta la influencia de la orientación de las paredes del tajeo. Una comparación de la geometría de un tajeo de la mina, con los esquemas mostrados en las Figuras 15 y 16, sugiere que los modos dominantes de falla sería por lajamiento o pandeamiento desde la caja techo y las fallas por deslizamiento en las paredes del tajeo.

Luego, los factores de ajuste por gravedad, sería: $C = 6.78$ para la caja techo.

Tabla 13: Número de estabilidad N'

MINERAL Tipo Roca: Mala IV-B VELTA TAPADA Nv. 250 -320			TECHO(CAJAS) Tipo Roca: Regular III-A VELTA TAPADA Nv.320		
INGRESE DATOS			INGRESE DATOS		
Profundidad	370	m	Profundidad	370	m
P.especifico	32.36	KN/m3	P.especifico	25.49	KN/m3
Esf. vertical(σ_v)	12	Mpa	Esf. vertical(σ_v)	9	Mpa
k	0.7		k	0.7	
Esf. Horizontal(σ_h)	8	Mpa	Esf.	7	Mpa
UCS	25	Mpa	UCS	75	Mpa
Indice de Estabilidad Matheus $N' = Q' \times A \times B \times C$ Q' = es el indice de Calidad Tuenero modificado Q A = es el factor de esfuerzos en la roca B = es el ajuste por orientacion de las juntas C = es el factor de ajuste gravitacional			Indice de Estabilidad Matheus $N' = Q' \times A \times B \times C$ Q' = es el indice de Calidad Tuenero modificado A = es el factor de esfuerzos en la roca B = es el ajuste por orientacion de las juntas C = es el factor de ajuste gravitacional		
Calculo de Q'			Calculo de Q'		
$Q' = \frac{RQD \times Jr}{Jn \times Ja}$			$Q' = \frac{RQD \times Jr}{Jn \times Ja}$		
Tipo Roca:	Mineral		Tipo Roca:	MARGA	
RQD:	30		RQD:	85	
Jn:	9		Jn:	9	
Jr:	2		Jr:	2	
Ja:	8		Ja:	8	
Q':	0.83		Q':	2.36	
Calculo de A			Calculo de A		
$\sigma_c =$	25		$\sigma_c =$	75	
$\sigma_1 =$	8		$\sigma_1 =$	7	
$\sigma_c / \sigma_1 =$	2.98		$\sigma_c / \sigma_1 =$	11.36	
A =	0.21		A =	1.00	
Calculo de B			Calculo de B		
B =	0.3		B =	0.2	
Calculo de C			Calculo de C		
$\theta =$	80		$\theta =$	80	
C =	6.78		C =	6.78	
Calculo de N'			Calculo de N'		
N' =	0.4		N' =	3.2	

5.4.2 Radio hidráulico

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

$$RH = \frac{\text{Area}}{\text{Perimetro}}$$

5.4.3 Método Gráfico de Estabilidad

Según el procedimiento de diseño señalado y utilizando los datos desarrollados previamente, se ha calculado el número de estabilidad $N' = 0.4$ y 3.2 (para mineral y las cajas respectivamente).

Ahora bien, para determinar las aberturas máximas estables que soportarán los tajos primero definiremos cual será el Radio Hidráulico máximo para las condiciones geomecánicas del mineral y las cajas.

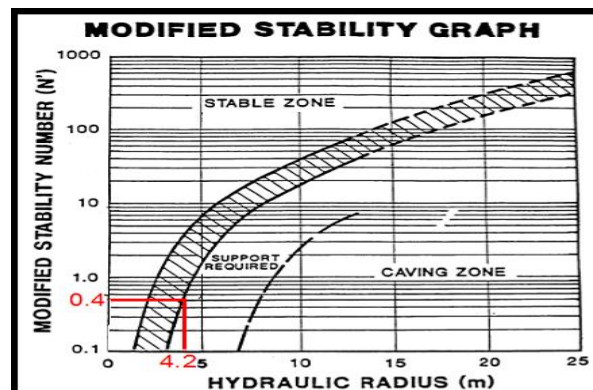


Figura 17: Calculo del Radio Hidráulico máximo para las condiciones geomecánicas del mineral

Podemos observar que el máximo Radio Hidráulico para el Número de Estabilidad del mineral es 4.1, lo que nos indica que todos los RH menores a 4.1 serán estables y aquellos que sean mayores a este serán inestables.

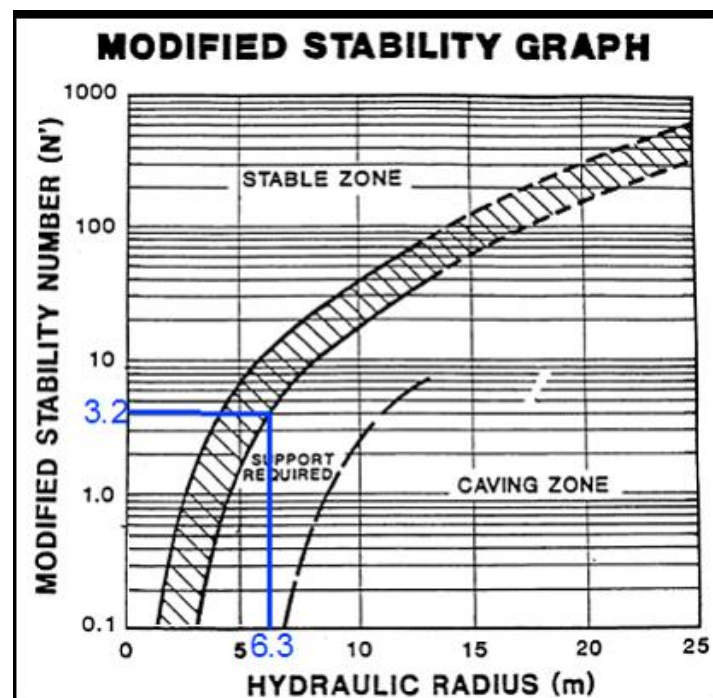


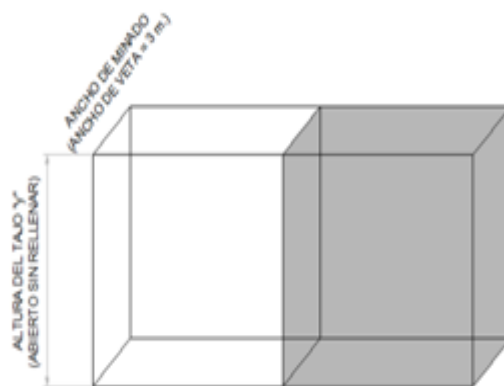
Figura 18: Calculo del Radio Hidráulico máximo para las condiciones geomecánicas de las cajas

Podemos observar que el máximo Radio Hidráulico para el Número de Estabilidad del mineral es 6.3, lo que nos indica que todos los RH menores a 6.3 serán estables y aquellos que sean mayores a este serán inestables.

5.4.3.1 Calculo de la Altura de tajo y Altura de Bancada

Para calcular la Altura del tajo, que es la suma de la altura de bancada, la altura de la abertura que queda luego de culminar los dos primeros cortes usando Cut & Fill tradicional (4.8 m.) y la altura del Sub Nivel superior (3.8 m.), debemos analizar las dimensiones del tajo en una vista transversal (ancho y altura), analizaremos el N° de las CAJAS respecto al RH que forman este ancho y altura.

Al ser el ancho de minado un valor ya definido (ancho de veta), y la altura del tajo la dimensión que deseamos definir, procederemos a hacer iteraciones tomando como valor fijo el ancho de minado y variaremos las dimensiones de la ALTURA. Con estas iteraciones obtendremos distintos RH's los cuales serán analizados, en primer lugar constatando que sean estables, que no sobrepasen $RH = 6.3$, y luego que cumplan con los requerimientos operativos.



$$RH = \frac{\text{ÁREA}}{\text{PERIMETRO}}$$

$$RH = \frac{3y}{2y + 6}$$

Figura 19: Calculo del Radio Hidráulico relacionando el ancho de minado y altura del tajo

Tabla 14: Cálculo del Radio Hidráulico relacionando el ancho de minado y altura del tajo

ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE ABERTURAS EN TAJOS																
CÁLCULO DEL RADIO HIDRAULICO RELACIONANDO EL ANCHO DE MINADO Y LA ALTURA DEL TAJO																
ANCHO (m)	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
ALTURA (m)	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25
Radio Hidraulico	1.15	1.18	1.20	1.22	1.24	1.25	1.26	1.28	1.29	1.30	1.30	1.31	1.32	1.33	1.33	1.34

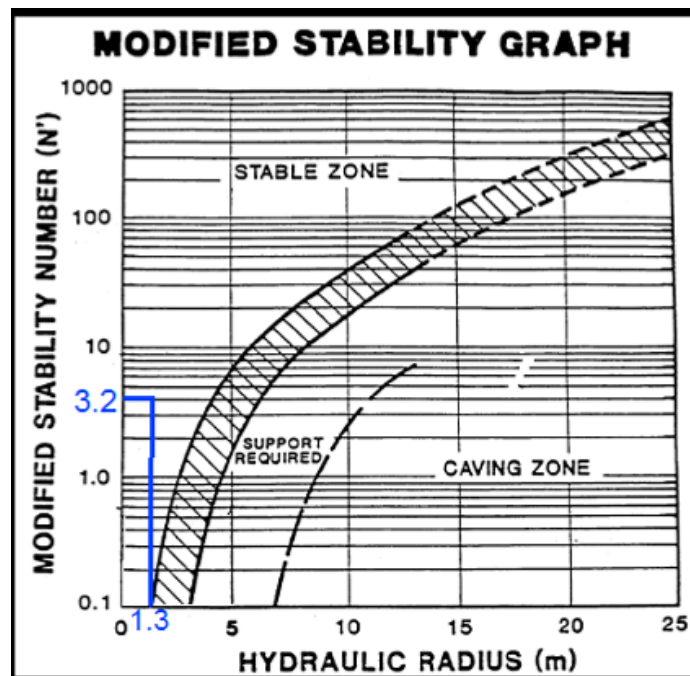


Figura 20: Análisis de la estabilidad de la altura del tajo

Del Cuadro 14, observamos que para todas las dimensiones propuestas tanto para el largo y la altura del tajo, obtenemos RH's menores a 6.3, lo que nos indica que para todas estas dimensiones las condiciones de estabilidad son adecuadas.

Por razones operativas, para reducir la altura de bancada, tomaremos como altura del tajo 18.6 m. (que es estable al encontrarse entre 18 y 19 m. valores estables, ver Cuadro 14) pues al ser restado de la altura de la abertura que queda luego de culminar los dos primeros cortes usando Cut & Fill tradicional (4.8 m.) y la altura del Sub Nivel superior (3.8 m.), tenemos una altura de bancada 10 m.

5.4.3.2 Calculo de la Longitud del tajo sin sostener

Para calcular la Longitud del tajo, que es la abertura máxima que podrá soportar el tajo antes de ser rellenado, debemos analizar las dimensiones del tajo en una vista en planta (ancho y longitud), analizaremos el N' del MINERAL respecto al RH que forman este ancho y longitud.

Al ser el ancho de minado un valor ya definido (ancho de veta), y la longitud del tajo la dimensión que deseamos definir, procederemos a hacer iteraciones tomando como valor fijo el ancho de minado y variaremos las dimensiones de la LONGITUD. Con estas iteraciones obtendremos distintos RH's los cuales serán analizados, en primer lugar constatando que sean estables, que no sobrepasen $RH = 4.2$, y luego que cumplan con los requerimientos operativos.

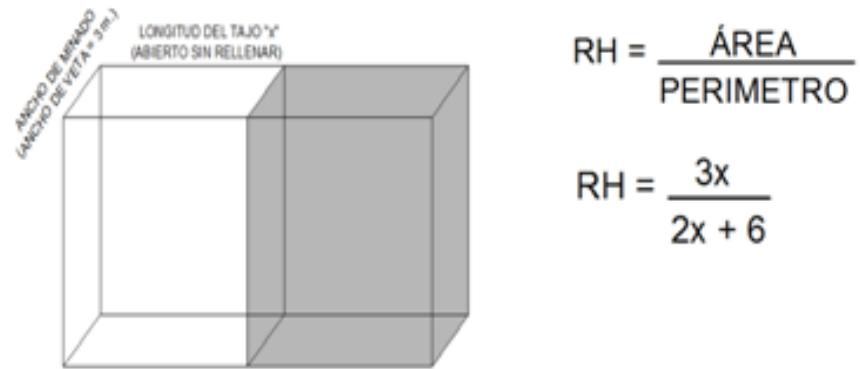
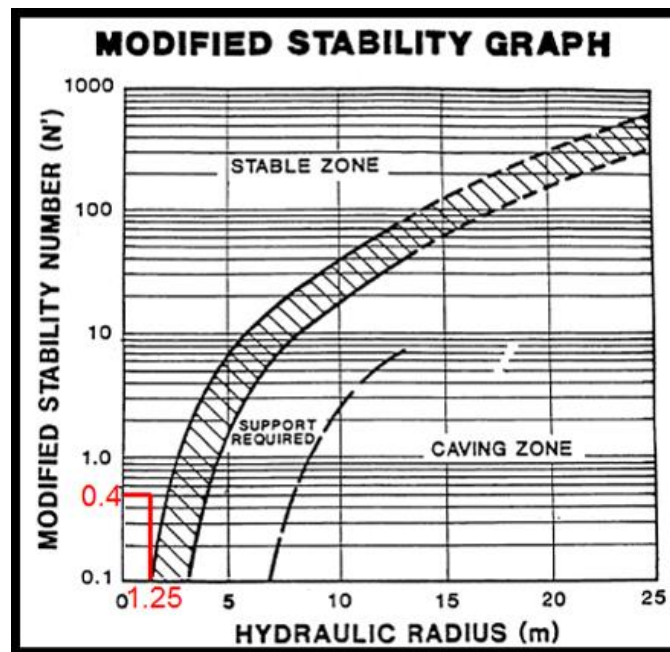


Figura 21: Cálculo del Radio Hidráulico relacionando el ancho de minado y longitud del tajo sin sostener

Tabla 15: Cálculo del Radio Hidráulico relacionando el ancho de minado y longitud del tajo sin sostener

ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE ABERTURAS EN TAJOS																
CÁLCULO DEL RADIO HIDRAULICO RELACIONANDO EL ANCHO DE MINADO Y EL LARGO DEL TAJO SIN SOSTENER																
ANCHO (m)	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	
LONGITUD (m)	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25
Radio Hidraulico	1.15	1.18	1.20	1.22	1.24	1.25	1.26	1.28	1.29	1.30	1.30	1.31	1.32	1.33	1.33	1.34

Tabla 16: Análisis de la estabilidad de la longitud del tajo sin sostener



Del Cuadro N° 15, observamos que para todas las dimensiones propuestas para la longitud del tajo, obtenemos RH's menores a 4.2, lo que nos indica que para todas estas dimensiones las condiciones de estabilidad son adecuadas (Ver Gráfico 16).

Pero para poder definir las dimensiones se debe además analizar la vista longitudinal del tajo, que relaciona la altura del (valor establecido 18.6 m.) y la longitud del tajo. Analizaremos el N' del MINERAL respecto al RH que forman esta altura y longitud.

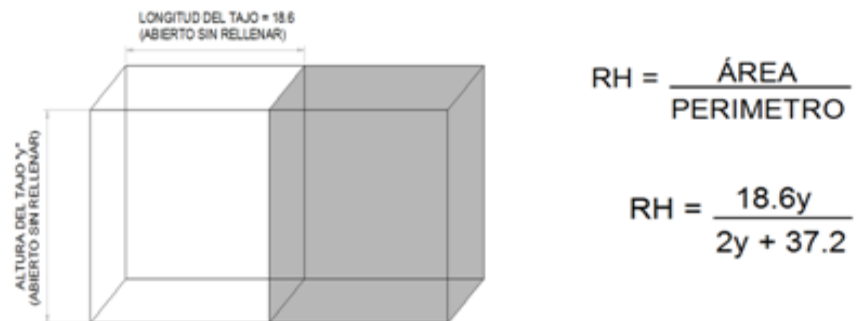


Figura 22: Cálculo del Radio Hidráulico relacionando altura del tajo y largo del tajo sin sostener

Tabla 17: Calculo del Radio Hidráulico relacionando altura del tajo y largo del tajo sin sostener, para el N' del mineral (N' máx = 4.2)

ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE ABERTURAS EN TAJOS																
CÁLCULO DEL RADIO HIDRAULICO RELACIONANDO LA ALTURA DEL TAJO Y EL LARGO DEL TAJO SIN SOSTENER																
ALTURA (m)	18.6	18.6	18.6	18.6	18.6	18.6	18.6	18.6	18.6	18.6	18.6	18.6	18.6	18.6	18.6	18.6
LONGITUD (m)	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25
Radio Hidraulico	3.3	3.5	3.6	3.8	4.0	4.2	4.3	4.4	4.6	4.7	4.8	4.9	5.0	5.1	5.2	5.3

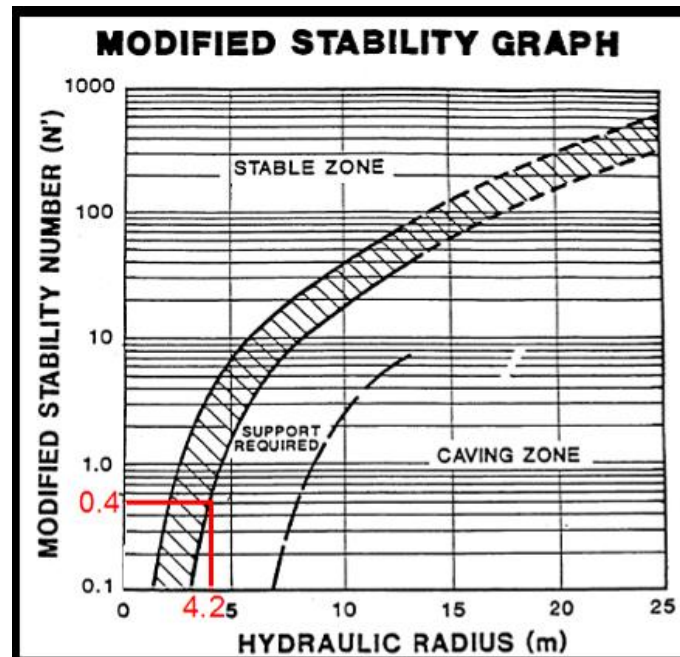


Figura 23: Análisis de la estabilidad de la longitud del tajo sin sostener, en el límite de estabilidad

Del Cuadro 17, observamos que para una altura de tajo de 18.6 m. tenemos una longitud de tajo sin sostener (abertura máxima sin sostener) de 15 m. pues con estas dimensiones tenemos un $RH = 4.2$, lo que nos indica que es estable (Ver Gráfico 23).

5.4.4 Dimensiones del Tajo

Del análisis de estabilidad de Mathews, se puede obtener un dimensionamiento:

- Spam =15 m. (Avance).

- Ancho Minado = 3.0 m.
- Altura de Abertura = 18.6 m.
- Altura de corte (bancada) = 15 m.

El factor de seguridad obtenido es de 1.33, Análisis que fue obtenido de los resultados por el método de Mathews.

CAPITULO VI

ANÁLISIS DE ESTABILIDAD USANDO EL SOFTWARE PHASE2

Mediante el análisis efectuado con el programa PHASE2, utilizando los datos presentados en los Cuadros 6.3 al 6.8, considerando longitudes de tajos entre 12 y 18 m. y alturas de 18.6 m. y 22.6 m. se obtuvieron los contornos de los esfuerzos principales máximos, los cuales son mostrados en el ejemplo de la Figura 24.

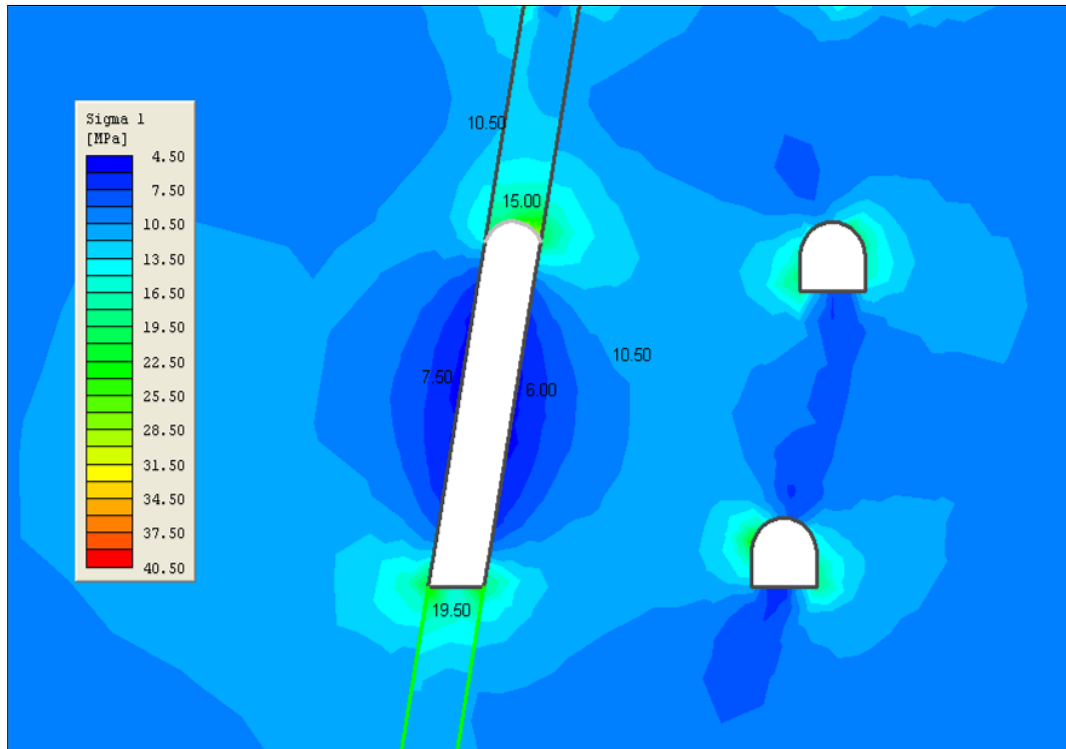


Figura 24: Ejemplo de contornos de esfuerzos principales máximos “ σ_1 ” determinados mediante modelamiento numérico (Salida PHASE2)

Fuente: ingeniería de planeamiento -Mina Huaron

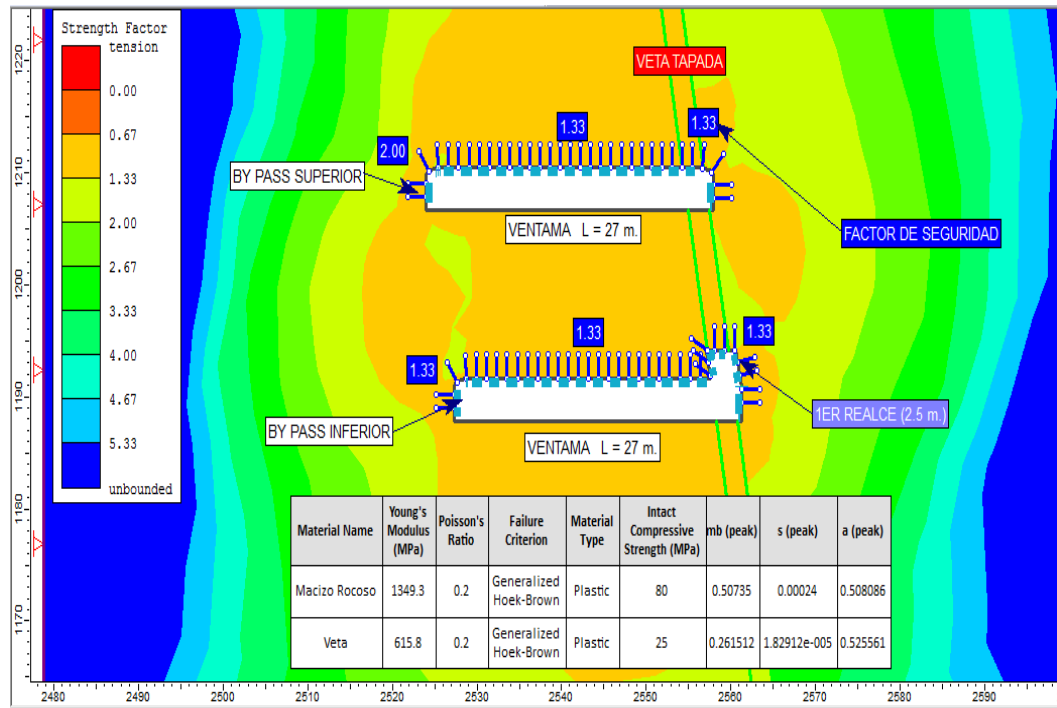


Figura 25: Corte transversal de la ventana de acceso a la veta Tapata luego del primer corte (Salida PHASE2)

Mediante el análisis efectuado con el programa PHASE2, podemos notar los factores de seguridad para el corte transversal realizada a la ventana de acceso luego de realizar el primer corte en la veta Tapada, se ve que son todos mayores a 1.33, por lo que nos garantiza la viabilidad del método (Ver figura 25).

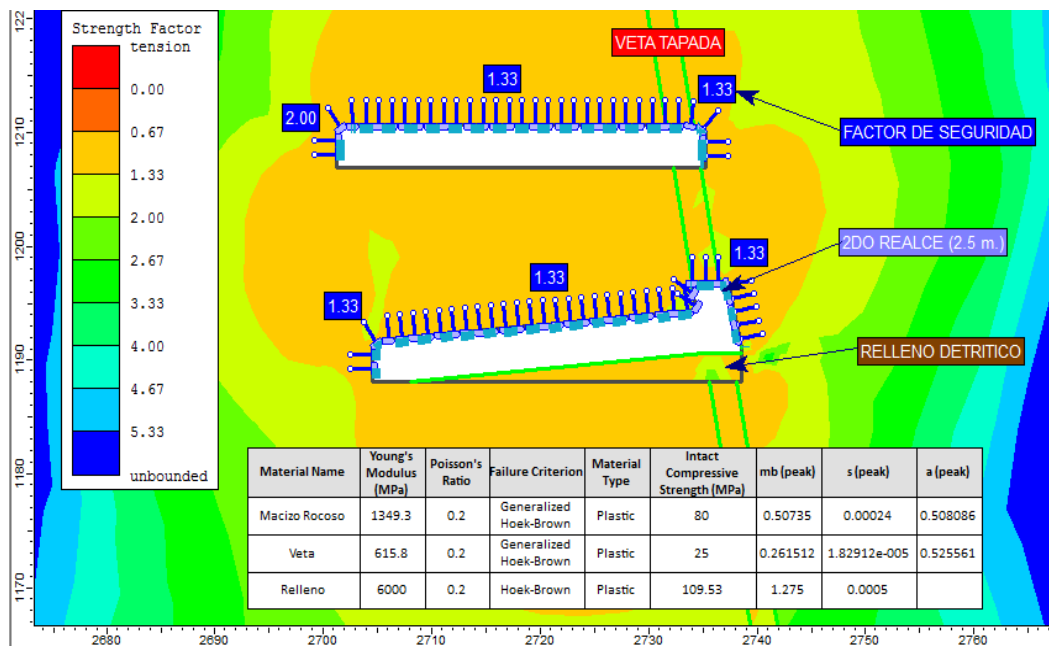
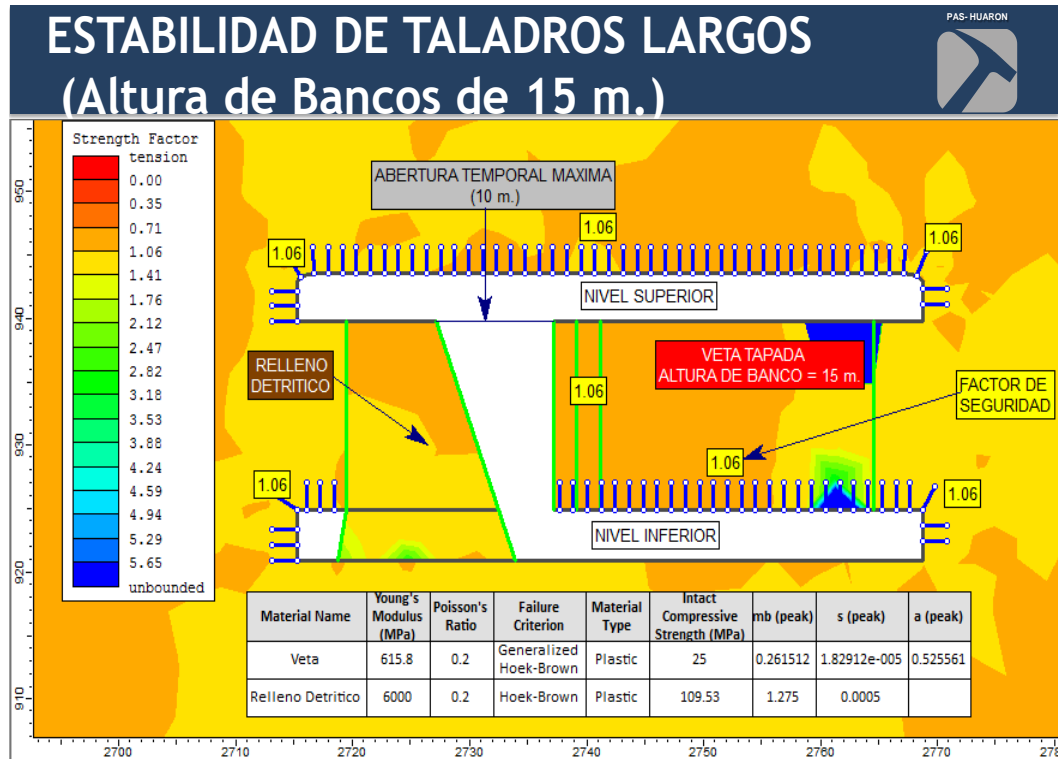


Figura 26: Corte transversal de la ventana de acceso luego de realizado el realce de ésta y del segundo corte en la veta Tapada (Salida PHASE2)

Fuente: ingeniería de planeamiento -Mina Huaron

Mediante el análisis efectuado con el programa PHASE2, podemos notar los factores de seguridad para el corte transversal realizada a la ventana de acceso luego de ser realizada y del segundo corte en la veta Tapada, se puede notar que los factores de seguridad son todos mayores a 1.33, por lo que nos garantiza la viabilidad del método, con estos dos cortes se redujo la altura de banco de 15 a 10 m. (Ver figura 26).

A continuación se hará un análisis de estabilidad antes de realizar los dos cortes (corte y relleno a partir del realce de la ventana de acceso) es decir para una bancada de 15m.



30

Figura 27: Sección longitudinal de la Veta Tapada antes de realizar los dos cortes es decir para una altura de banco de 15 m. (Salida PHASE2)

Con una altura total de 22.6 m. es decir para taladros largos de 15 m, más 7.6 m de los sub niveles, como se venía trabajando hasta el momento se nota un F.S. = 1.06, muy ligeramente mayor a 1 y solo se podía dejar abierto una longitud de 10 m. lo cual hacía que aumente la dilución por contaminación del mineral con el relleno detrítico.

Debido a este F.S. se explica por qué había desprendimiento repentino de rocas encajonantes, lo que causaba una dilución de 100%, y a la par de disminuir la ley de

cabeza del mineral. Además de ello, aumentaba los costos de acarreo y transporte de mineral.

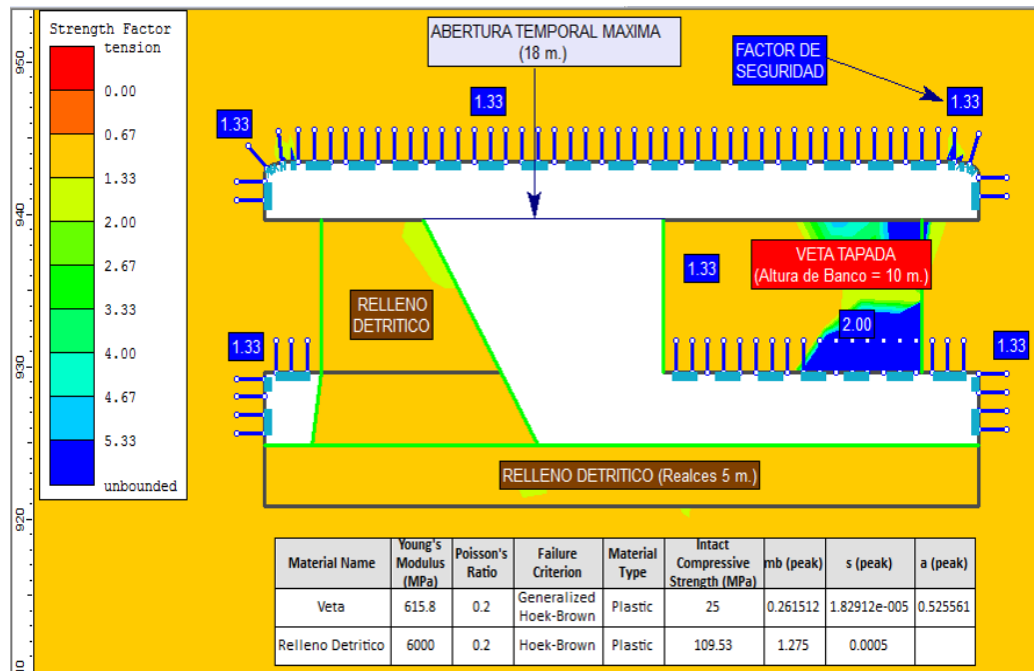


Figura 28: Sección longitudinal de la Veta Tapada Luego de realizar los dos cortes es decir para una altura de banco de 10m. (Salida PHASE2)

Luego de haber reducido la altura de bancada a 10 m. Mas el by pass superior e inferior, se tiene una altura total de 18.6 m. Notamos un F.S. = 1.33; mayor a 1, por lo que la excavación será estable y nos permite una longitud abierta hasta de 15 m.

Con esta reducción de altura de banco se obtendrá mejoras en el minado como:

Reducción de la dilución de 100% a 0%, aumentar la recuperación de mineral, disminuir el volumen a acarrear y trasportar y los costos operativos.

CAPITULO VII

ESTRATEGIA DE MINADO: MÉTODO DE MINADO AVOCA

7.1 Preparaciones

Este proyecto se ha desarrollado para la aplicación de taladros largos en la veta Tapada (Tj 920 W W), dada la formación y características geomecánicas del mineral se ha visto por conveniente realizar varios by pass cada 15 m. (pisos de minado).

El nivel inferior será el de extracción de mineral el cual consta de dos ventanas cada 50m. de 27m. de longitud (3.5x3.8 m.), by pass (3.5x3.8 m.) y subniveles de extracción (3.5x3.8 m.) de 50 m. de longitud, el mineral será transportado por un dumper de 15 Tn. a un echadero principal ubicado sobre la proyección de la rampa 921 a partir de la cual se evacuará el mineral en volquete hacia superficie.

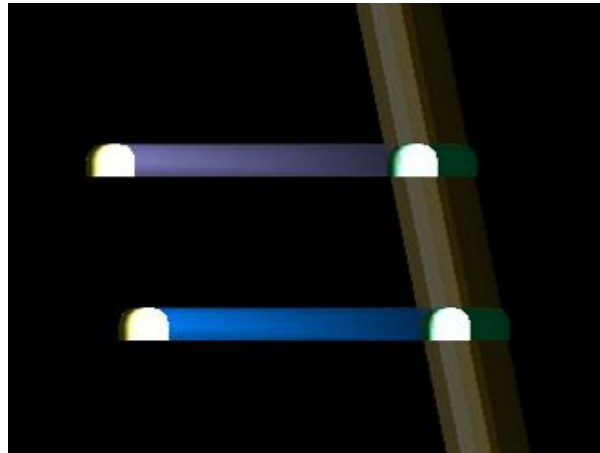


Figura 29: Sección transversal de la Veta Tapada

Fuente: ingeniería de planeamiento -Mina Huaron

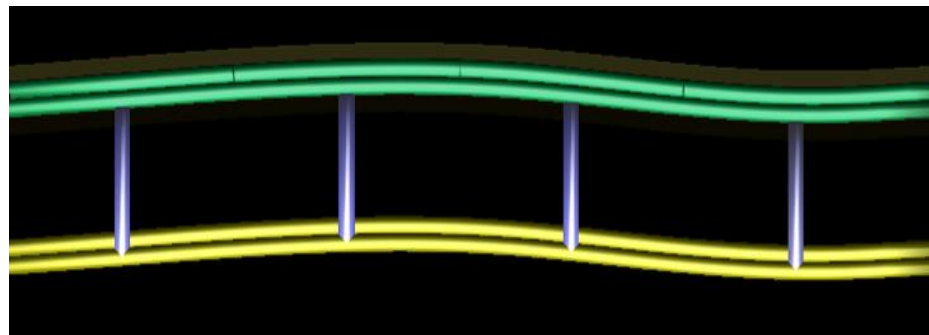


Figura 30: Vista en planta de las preparaciones

Fuente: ingeniería de planeamiento -Mina Huaron

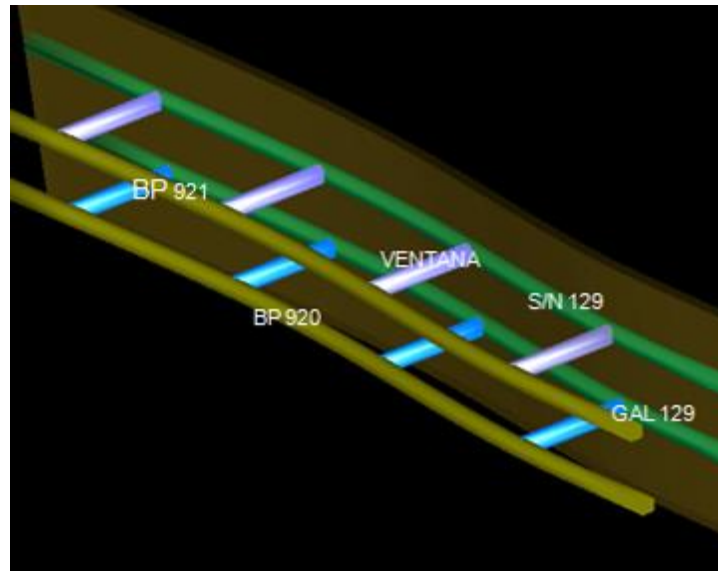


Figura 31: Preparación final de la Veta Tapada

7.2 Explotación

La primera consideración sobre la secuencia de avance del minado es la velocidad del minado y capacidad de relleno.

Por otro lado, es un principio bastante conocido de la mecánica de rocas, que cuando más tiempo se deja expuesta una excavación abierta, las condiciones de estabilidad desmejoran gradualmente, por la perturbación y aflojamiento de la roca. Contrariamente, cuanto menos tiempo se expone una excavación, o cuanto más antes se instale el sostenimiento, mejores serán las opciones de controlar las condiciones de estabilidad. Estos aspectos no solo tienen influencia local, sino también en las excavaciones vecinas. Por tanto, es recomendable dar mayor velocidad posible al ciclo de minado.

Para la explotación, se ha dividido en paneles de 50.0 m. de largo por 15 metros de altura; la secuencia de voladura se iniciará con el Panel 1 seguido del Panel 2 y 3, estos deberán estar debidamente ciclados (uno en relleno, otro en perforación y otro en limpieza).

Para ventilación se ha comunicado la chimenea 320 al NV -370.

7.2.1 Fase 1: Over Cut & Fill

7.2.1.1 Perforación

Inicialmente se realiza el slot para los dos cortes en realce al centro entre ventana y ventana es decir a 25m. (5m. de altura), luego la perforación se realizará con Jumbo Rocket Boomer S1D, en realce longitud de taladro 8 pies, Burden 1.5 m, espaciamiento de 1.5 m.

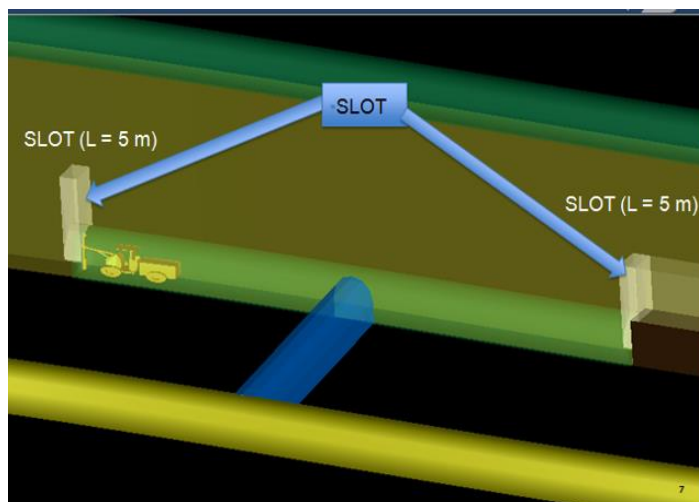


Figura 32: Realización de la cara libre

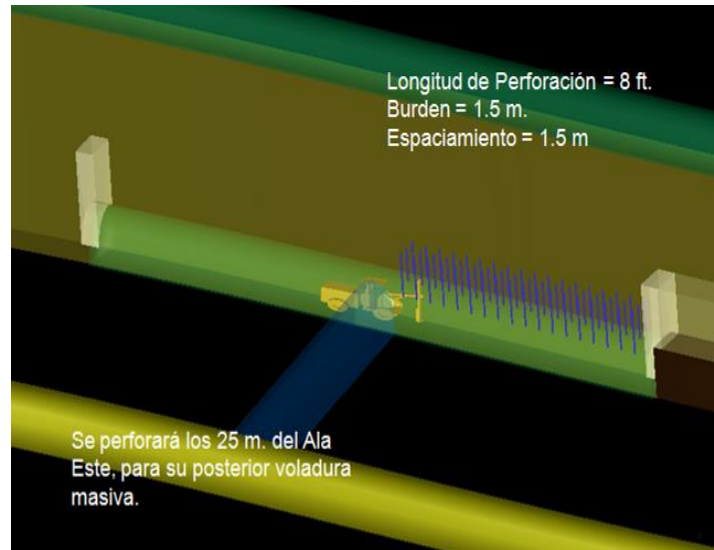


Figura 33: Perforación de taladros en realce

7.2.1.2 Voladura

La voladura se realizará en forma masiva 25m. de ala a cada lado con paneles de milisegundo y dinamita de 1 ½ por 12 plg. 9 cartuchos por taladro, factor de potencia de 0.4 Kg/Tn.

7.2.1.3 Limpieza

La limpieza se realizará con scoop de 4.2 yd³ con control remoto la longitud de 10 m luego del cual se procederá con el sostenimiento de dicho tramo limpiado.

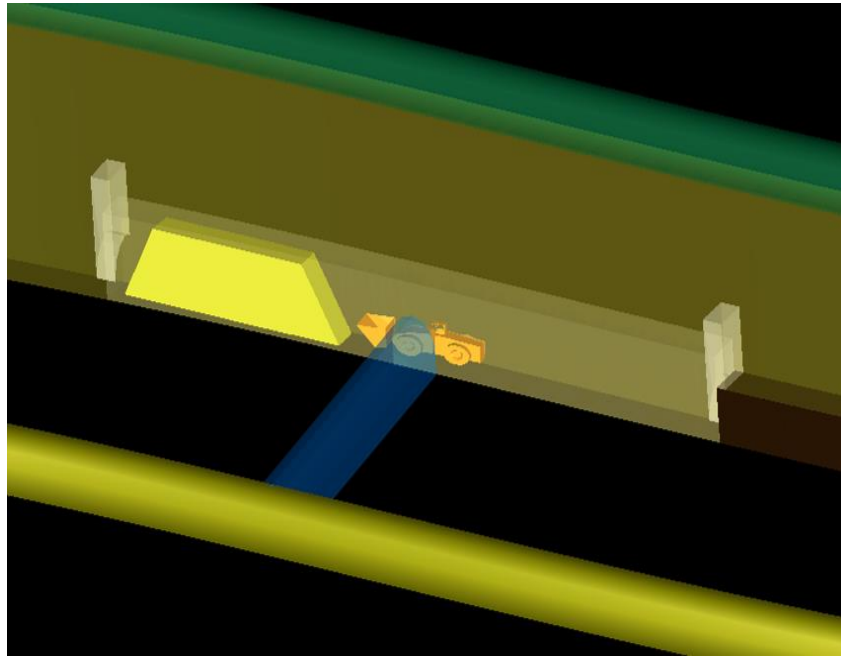


Figura 34: Limpieza de mineral con control remoto

Fuente: ingeniería de planeamiento -Mina Huaron

7.2.1.4 Sostenimiento

Debido principalmente a las características estructurales que presenta la masa rocosa del yacimiento, y de acuerdo a las dimensiones que se han adoptado en el diseño, el éxito del minado se sustenta básicamente en la combinación de los sistemas de soporte, es decir, la capacidad de atención y volumen del relleno, la instalación del concreto lanzado en combinación de los pernos de fricción, con ello permitiendo la estabilidad local y global en todo el proceso de minado.

7.2.1.5 Realce del Acceso

Luego de culminar la limpieza y sostenimiento se realiza el realce del acceso para ingresar a realizar el relleno detrítico y el segundo corte en realce.

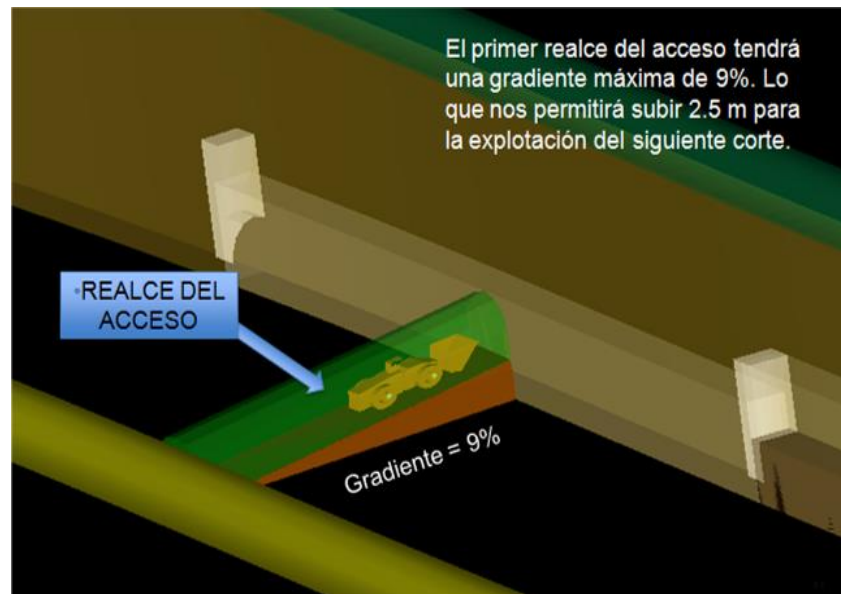


Figura 35: Primer Realce del acceso (batido de la ventana de acceso)

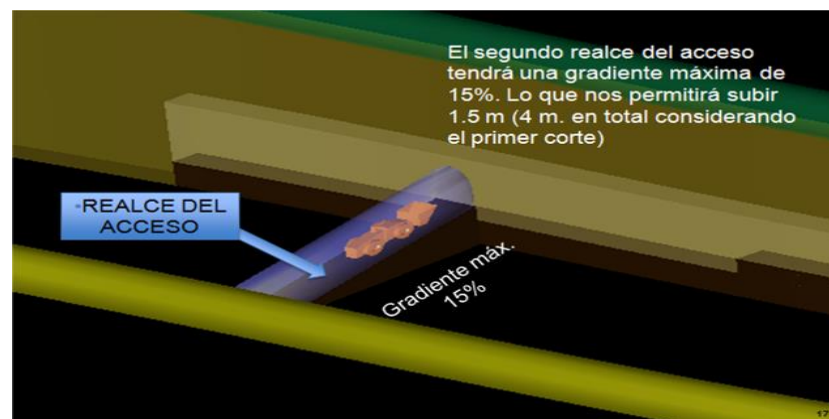


Figura 36: Segundo Realce del acceso (batido de la ventana de acceso)

Fuente: ingeniería de planeamiento -Mina Huaron

7.2.1.6 Relleno

El relleno que se realiza es con desmorte proveniente de los frentes de avance en desmorte y se realiza con el scoop de 4.2 yd³.



Figura 37: Relleno detrítico luego de culminar la limpieza del primer corte

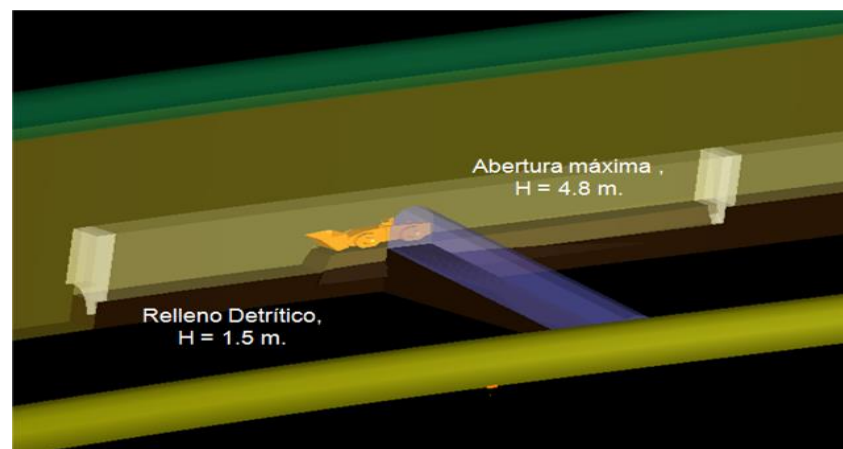


Figura 38: Relleno detrítico luego de culminar la limpieza del segundo corte

7.2.2 Fase 2: Sublevel Stopping (AVOCA)

7.2.2.1 Perforación

Inicialmente se realiza el slot de 15m. De altura, , luego la perforación se realizará con Jumbo Simba S7D, en forma negativa, Burden 1.3 m, espaciamiento de 1.3 m., diámetro de taladro 64 mm.

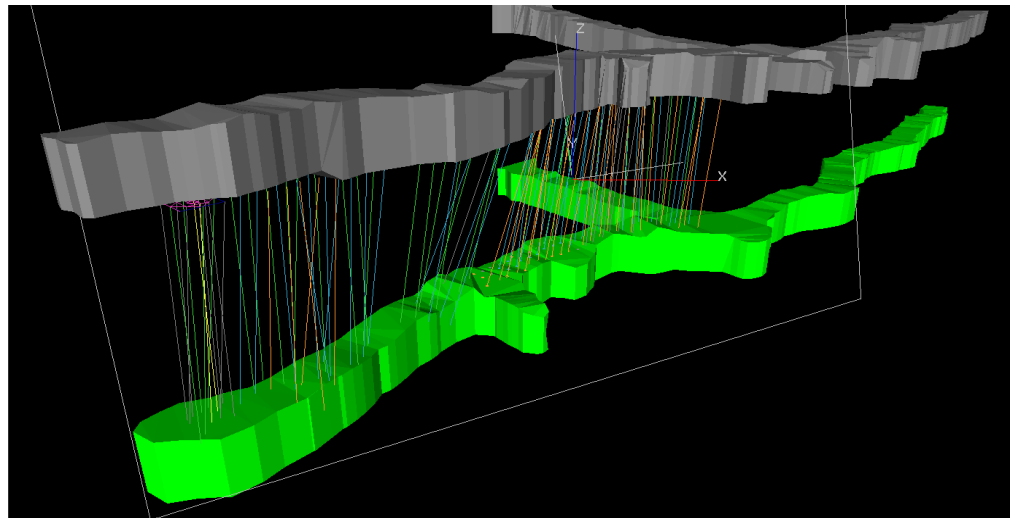


Figura 39: Diseño de perforación de taladros largos negativos

Fuente: ingeniería de planeamiento -Mina Huaron

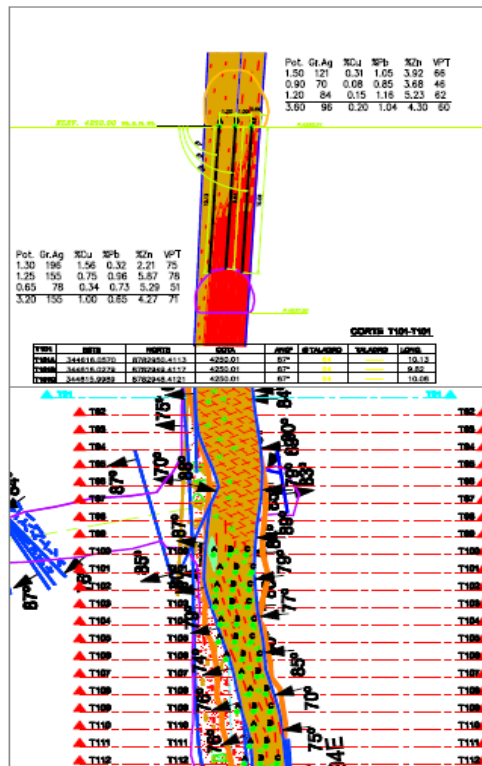


Figura 40: Secciones de los taladros largos

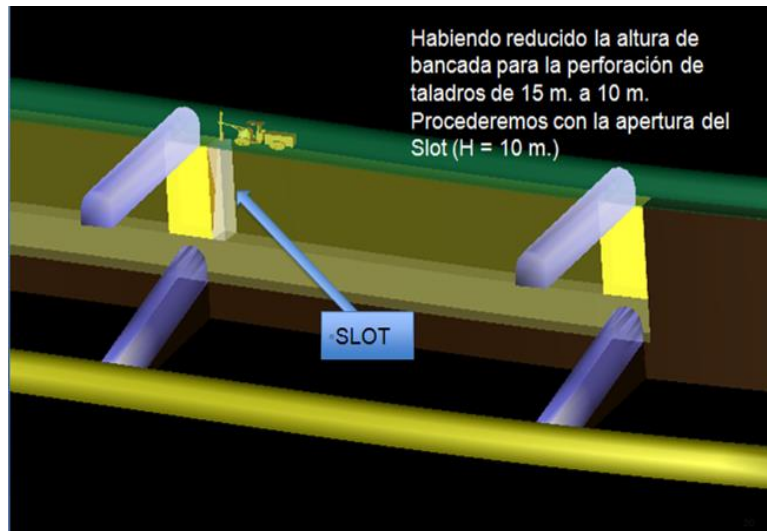


Figura 41: Perforación del slot con el Simba S7D (taladros largos)

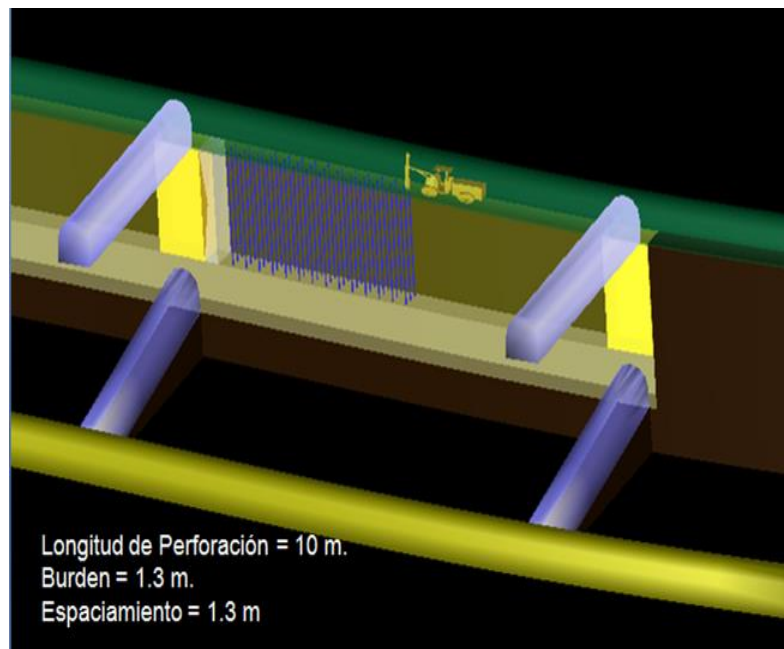


Figura 42: Perforación de taladros largos con el Simba S7D

Fuente: ingeniería de planeamiento -Mina Huaron

7.2.2.2 Voladura

La voladura se realizará de manera secuenciada en tandas de tres filas de taladros, respetando el límite máximo de abertura después del cual se tendrá que realizar el relleno detrítico, se cargará con faneles de milisegundo y dinamita de 1 ½ por 12 plg. o emulsión con las mismas dimensiones, con 27 cartuchos por taladros, 1 m. de taco en la parte inferior y 1.3 en la parte superior, factor de potencia de 0.3 Kg/Tn.

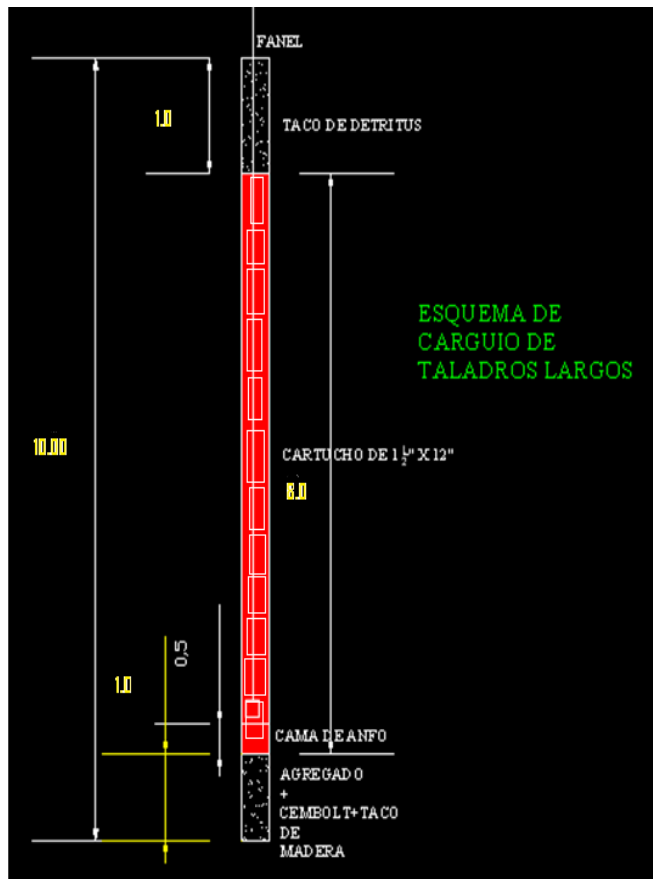


Figura 43: Diseño de carguío de taladros largos

Fuente: ingeniería de planeamiento -Mina Huaron

7.2.2.3 Limpieza

La limpieza se realizará con scoop de 4.2 yd³ con control remoto la longitud de 15 m luego del cual se procederá con el relleno detrítico del tajo de tal forma que no se expone al equipo a la abertura.

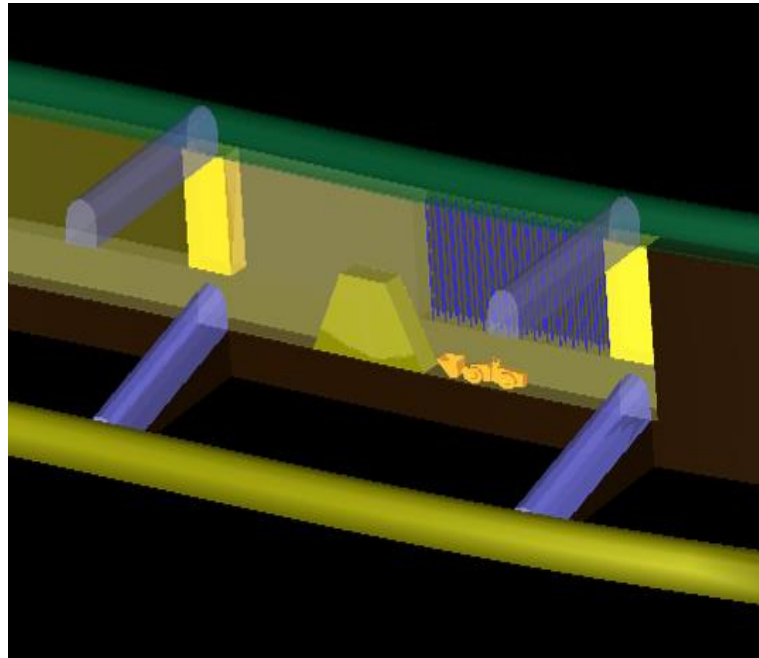


Figura 44: Diseño de carguío de taladros largos

7.2.2.4 Sostenimiento

Debido principalmente a las características estructurales que presenta la masa rocosa del yacimiento, y de acuerdo a las dimensiones que se han adoptado en el diseño, el éxito del minado se sustenta básicamente en la combinación de los sistemas de soporte, es decir, la capacidad de atención y volumen del relleno, la instalación del concreto lanzado en combinación de los pernos de fricción, este último orientado para el desarrollo de las galerías y subniveles, con ello permitiendo la estabilidad local y global en todo el proceso de minado.

7.2.2.5 Relleno

El relleno que se realiza es con desmonte proveniente de los frentes de avance en desmonte y se realiza con scoop de 4.2 yd³ por la ventana superior, dejando solo una abertura para no perder la cara libre y continuar con la voladura.

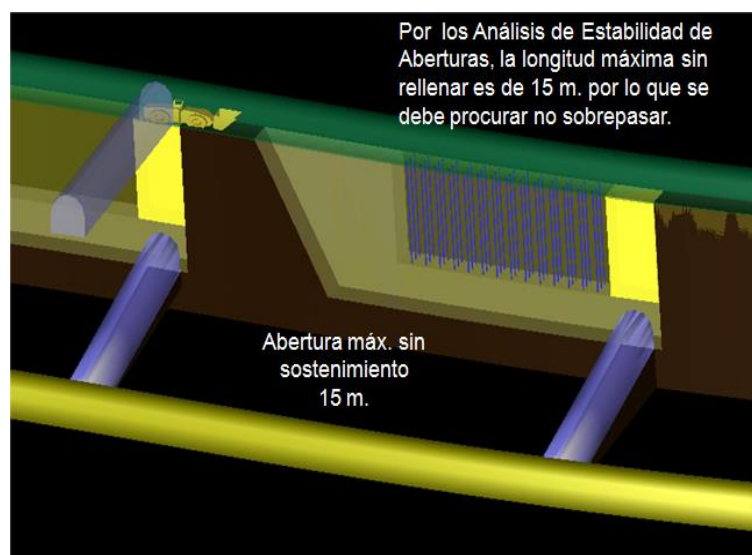


Figura 45: Relleno detrítico del tajo

Fuente: ingeniería de planeamiento -Mina Huaron

CAPITULO VIII

COSTO OPERATIVO DEL MÉTODO DE MINADO MIXTO Y AVOCA

Tabla 18: Res

ervas del TJ 920 W W - Nv 320

LABOR	BLOCK	TM	POT	gr Ag	%Cu	%Pb	%Zn	VPT
TJ 920W W	601	4584	2,82	404	2,26	0,82	1,93	327
TJ 920W W	301	17479	2,01	361	1,85	0,74	2,03	291
PROMEDIO		22063	2,18	370	1,94	0,76	2,01	298

8.1 Comparativo de costos de operación del minado por el método Breasting y

Avoca

Se realizó el costeo para ambos métodos de explotación, donde se realizó un paralelo en todas las operaciones unitarias, es decir costo mina, costo planta, mantenimiento e indirectos.

**Tabla 19: Comparativo de Costos de Operación del minado por el método
BREASTING y AVOCA**

COSTO DE MINADO BREASTING					COSTO DE MINADO AVOCA				
PERFORACION	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total	PERFORACION	Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
METROS/HORA	45.00				METROS/HORA	20	m		
HORAS/GDIA	8.00				HORAS/GDIA	8	horas		
GDIA/DIA	2.00				GDIA/DIA	2	Unid		
DIAS/MES	25.00				DIAS/MES	25	dias		
MALLA PERFO	1.00				MALLA PERFO	1.3	m2		
No taladros	175.00				No taladros	154	Unid		
Metros perfora	630.00				Metros perfora	3,076.92	m		
Días de perf	0.88				horas de perf	153.85	hr	116.72	17,956.92
Horas de perf	14.00		100.57	1,407.98	Días de perf	9.62	dias		
					Días de perf	9.00	dias		
Subtotal				0.89	Subtotal				1.41
Mano de Obra			34.81	1.22	Mano de Obra			205.76	0.50
Costo /tonelada			US\$/t	2.11	Costo /tonelada			US\$/t	1.92
ACCESORIOS	vida util	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total	ACCESORIOS DE PERFORACIÓN	Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Shank	300.00	m	130	0.43	Shank Adapter R-32	2400	m	283.46	0.12
Barra 12 pires	300.00	m	140	0.47	Barra 5 pires	2300	m	302.48	0.13
Broca	300.00	m	46	0.15	Broca 64 mm	600	m	149.25	0.25
Coupling	300.00	m	31	0.10	Subtotal				0.50
				1.16	Costo Accesorios				1,533.45
Costo Accesorios			\$	728.70					
Costo /tonelada			US\$/t	0.46	Costo /tonelada			US\$/t	0.12
VOLADURA	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total	VOLADURA	Rend	Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
Dinamita de 1 1/2"	175.00	Unid	0.54	94.50	Dinamita de 1 1/2"	154	0.95	146.00	
Anfo	525.00	kg	0.37	194.25	Anfo	4915.4	0.98	4,832.81	
Fanel	175.00	Unid	1.01	176.75	Fanel	154	3.30	507.69	
Guias de seguridad ensamblada	12.00	Unid	0.45	5.40	Guias de seguridad ensamblada	12	0.67	8.03	
Mecha Rápida	12.00	m	0.24	2.88	Mecha Rápida	12	0.44	5.25	
Cordón detonante	262.50	m	0.11	28.88	Cordón detonante	230.8	0.22	50.33	
				502.66	Sub-total 1				5,550.11
					Voladura Secundaria	40%			2,220.04
					Mano de obra	2	2.41	192.80	
									7,962.95
Subtotal				0.32	Subtotal				0.63
Mano de Obra			31.44	1.10	Mano de Obra			158.88	0.39
Costo /tonelada			US\$/t	1.42	Costo /tonelada			US\$/t	1.01
LIMPIEZA	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total	LIMPIEZA SLS	Rend	Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
t/h	45.00				Ton/Hora	60			
Horas/gdia	4.00				Horas/gdia	8			
Gdia/dia	3.00				Gdia/dia	2			
Día/mes	25.00				Día/mes	25			
Horas	35.17		81.86	2,879.11	Horas	211.8			
Días	2.93				Días	13.2	81.86	17,334.45	
Subtotal				1.82	Subtotal				1.36
Mano de Obra			31.7	0.60	Mano de Obra			106.72	0.26
Costo /tonelada			US\$/t	2.42	Costo /tonelada			US\$/t	1.62
RELLENO	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total	RELLENO	Rend	Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
t/h	25				Ton /HORA	25			
Horas	63		81.86	5,182.39	Horas	508	81.86	41,602.68	
Subtotal				3.27	Subtotal				
Mano de Obra			31.7	0.60	Costo /tonelada			US\$/t	3.27
Costo /tonelada			US\$/t	3.88					
					PREPARACION	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
					SUBNIVEL 3.5 X 3.8	50	m	384.87	19,243.50
SOSTENIMIENTO	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total	SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE		m3	360	14,850.00
SHOTCRETE	39.19	M3	360	14,107.50	SUB TOTAL				34,093.50
Costo /tonelada			US\$/t	8.91	Costo /tonelada			US\$/t	2.68
					TRANSPORTE VOLQUETE	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
					Costo /tonelada			US\$/t	3.09
ENERGIA VENTILAC, PIQUE Y JUMBOS	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total	ENERGIA VENTILAC,	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Costo /tonelada			US\$/t	0.86	Costo /tonelada			US\$/t	2.68
SERVICIOS AUXILIARES	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total	SERVICIOS AUXILIARES	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Costo /tonelada			US\$/t	1.01	Costo /tonelada			US\$/t	1.01
COSTO MINADO			US\$/t	21.07	COSTO MINADO			US\$/t	17.42

CAPITULO IX

COMPARACIÓN ENTRE MÉTODOS DE MINADO SUB LEVEL STOPING (AVOCA) Y MIXTO

9.1 Seguridad

En cuanto a seguridad el método mixto es mucho más seguro puesto que los factores de seguridad son mayores, por lo tanto se reduce el riesgo de enterramiento de los equipos por descaje además de evitar accidentes del personal por colapsos del tajeo al realizar el carguío de taladros largos.

9.2 Dilución, recuperación de mineral en el tajo, costo beneficio, rentabilidad

En la tabla siguiente se especifica una comparación entre ambos métodos de minado.

Tabla 20: Comparación entre el Método Mixto y el Método AVOCA

VETA TAPADA		
PARÁMETROS	BREASTING	AVOCA
VPT	264	260
DILUCIÓN	2%	20%
LONGITUD	50	50
ANCHO	2.9	3
ALTURA DE PERFORACIÓN	4	15
% RECUPERACIÓN	100%	75%
TONELAJE	7,199.25	10,125.00
COSTO OPERATIVO (\$/t)	52.71	44.12
RENTABILIDAD (\$)	1,521,099.92	869,542.16
DIFERENCIA (\$)	651,557.76	

CONCLUSIONES

1. Con la implementación de nuevos métodos de explotación en la mina HUARÓN se logra reducir la probabilidad de accidentes al amentar el factor de seguridad y se hizo posible la mecanización logrando así menor exposición al personal que por antecedentes en la veta Tapada causaron accidentes mortales.
2. El método de minado AVOCA es lo más recomendados para la explotación del yacimiento “Tapada” con $RMR \leq 41$ de la clase IIIB y $RMR > 25$ de la clase IVA, donde es imposible construir aberturas de las dimensiones del típico taladros largos, de tal forma que sean seguras y económicamente viables.
3. Con el método AVOCA se logró el incremento de productividad y rentabilidad, mayor recuperación de reservas de mineral y mayor seguridad durante la explotación.
4. Se realizó la evaluación geomecánica de la masa rocosa de la estructura mineralizada de Tapada, con el fin de dimensionar los límites máximos de

aberturas asociados al minado de este yacimiento, compatibilizando los criterios de seguridad y eficiencia operacionales.

5. En general, las condiciones de estabilidad son aceptables, contribuyendo a esta la secuencia de avance del minado establecido y el sostenimiento recomendado. Enfatizando la aplicación del relleno detrítico y el confinamiento progresivo de las cámaras en el proceso de minado. El éxito de minado de esta estructura económica Tapada se sustenta en la demanda del relleno, por ende, la recuperación y el restablecimiento del equilibrio tensional de la masa rocosa.

RECOMENDACIONES

1. Según la estimación del radio hidráulico y el número de estabilidad, además de la simulación en el software PHASE2, el diseño debe considerar las siguientes dimensiones: la potencia de la veta que varía de 2.0 a 3.5 m, la altura del tajeo 18.0 m, La longitud de 15m. y la altura de bancada del tajeo será de 15m.
2. Además de considerar las condiciones naturales del yacimiento, que son los factores importantes para la aplicación del método, desde el punto de vista técnico, debe considerarse los aspectos operativos, es decir, velocidad de minado, capacidad de relleno, y cumplimiento con los estándares de sostenimiento.
3. El sostenimiento de los subniveles son uno de los componentes importantes del minado. En tal sentido el soporte a utilizarse en las zonas de rocas de calidad Mala-A y Regular-B es mediante la aplicación de concreto lanzado de 3" en combinación de los pernos de fricción y/o perno del mismo, para las zonas de rocas de calidad Regular-A, esto según recomendación geomecánica.

BIBLIOGRAFÍA

- Pan American Silver Huaron S.A. Cubicación de reservas Mina Subterránea Huaron, Superintendencia de Geología, 2012.
- Pan American Silver Huarón S.A., Reportes Internos de Geomecánica, Superintendencia de Ingeniería y Planeamiento, Dioni Castillo, Cerro de Pasco, 2012.
- Pan American Silver Huarón S.A., Cartas Mensuales, Superintendencia Mina, Cerro de Pasco, 2011- 2013.
- Pan American Silver Huarón S.A., Reportes Internos de Geomecánica, Jefatura de Geomecánica, Edward Vizcarra, Cerro de Pasco, 2013.
- Pan American Silver Huarón S.A., Reportes Internos, Superintendencia de Ingeniería y Planeamiento – Área de Costos - 2013.
- VALLEJO CORTÉS, Carlos. Curso Práctico de Geomecánica Elemental y Sostenimiento Aplicado a Minas Subterráneas, 2004.
- EXSA, Manual de Voladura, Cuarta Edición, 2004, Perú, 358 p.

ANEXO

DCR Ingenieros S.R.Ltda.

Geomecánica en Minería y Obras Civiles

Asesoramiento Geomecánico en Mina Huarón

Att. Ing. Richard Contreras
Gerente General
Pan American Silver Perú S.A.C.

1. INTRODUCCION

A solicitud del Ing. Richard Contreras se realizó una visita técnica a la Mina Huarón con el fin de llevar a cabo observaciones in-situ de las estructuras mineralizadas Veta Tapada y Cuerpo Pozo D. En Veta Tapada, se está utilizando el método de minado “banqueo y relleno” (bench & fill – B&F), siendo el problema principal la dilución, por el desprendimiento de las cajas debido a la mala calidad del terreno. En el Cuerpo Pozo D está por definirse el método de minado, siendo el principal problemas las condiciones geomecánicas desfavorables de la masa rocosa.

Durante la visita a la Mina Huarón se especificó al personal del Departamento de Geomecánica la información requerida para poder realizar la evaluación geomecánica de cada una de las estructuras mineralizadas nombradas en el párrafo anterior.

En base a la información suministrada se ha llevado a cabo la citada evaluación cuyos resultados se ponen a consideración de Pan American Silver Perú S.A.C. en el presente informe.

2. EVALUACION GEOMECANICA EN LA VETA TAPADA

2.1 Rasgos geológicos

2.1.1 Geología local

Tapada es una veta falla emplazada en rocas conformadas por margas. Hacia los contactos con las cajas se presenta una alteración argílica. La mineralización está constituida por tetraedrita, freibergita, calcopirita, diseminación de esfalerita y galena como mena y rodonita, calcita, cuarzo y pirita como ganga.

2.1.2 Morfología del yacimiento

La Veta Tapada tiene rumbo promedio N80°E y buzamiento promedio de 72°NW. Está reconocida en una longitud de 300 m y en profundidad hasta 400 m medido hasta el Nv.

250. Tiene potencia promedia de 2.8 m.

2.2 Condiciones geomecánicas del yacimiento

2.2.1 Aspectos litológicos

Las rocas involucradas con la Veta Tapada son el mineral y las margas que conforman la caja techo y la caja piso.

2.2.2 Aspectos estructurales

Para determinar los sistemas de discontinuidades principales en la masa rocosa de la Veta Tapada, el personal del Departamento de Geomecánica realizó el levantamiento de estructuras en las ventanas que conectan el bypass BP-921 y BP-8785 (ubicado al Oeste y al Este respectivamente) con la veta. Procesando y analizando la data obtenida, se ha correlacionado que ambos sectores el arreglo estructural es similar.

Los resultados han indicado 3 sistemas de discontinuidades: Sistema 1, principal, con mismo rumbo que la veta (NEE) pero con alto buzamiento y contrario (SE). El Sistema 2, también principal, con rumbo NW y alto buzamiento al SW, y el Sistema 3, secundario, que es paralelo al rumbo (NNE) y buzamiento de la veta (NW). Ver Figuras 1, 2 y 3.

2.2.3 Calidad y zonificación geomecánica de la masa rocosa

Para determinar la calidad de la masa rocosa, se ha utilizado el Criterio de Bieniawski

(1989) con la modificación considerada según lo indicado en el Cuadro

1.

Cuadro 1

Criterio para la clasificación de la masa rocosa

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

Para ello el personal de Geomecánica de Mina Huarón ha realizado el mapeo geomecánico en la veta y en las excavaciones circundantes de la misma. A partir de ello se ha realizado una zonificación geomecánica en la veta y en las cajas techo y piso.

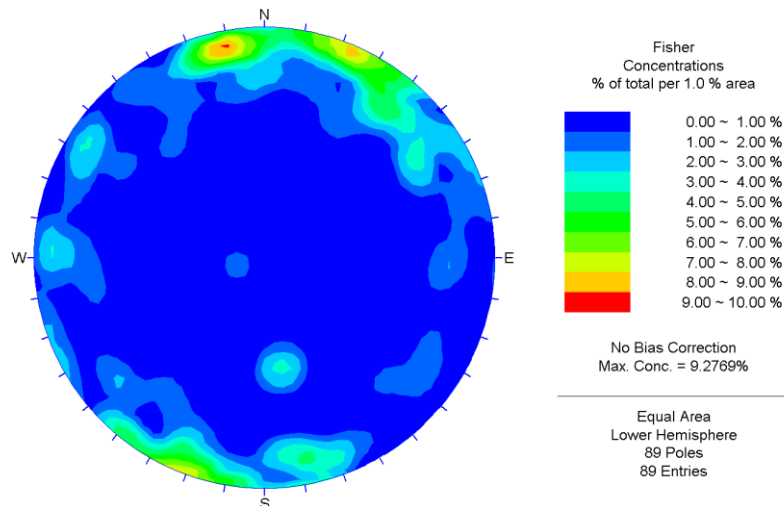


Figura 1: Diagrama de contornos del compuesto de estructuras – Veta Tapada Nv. 320.

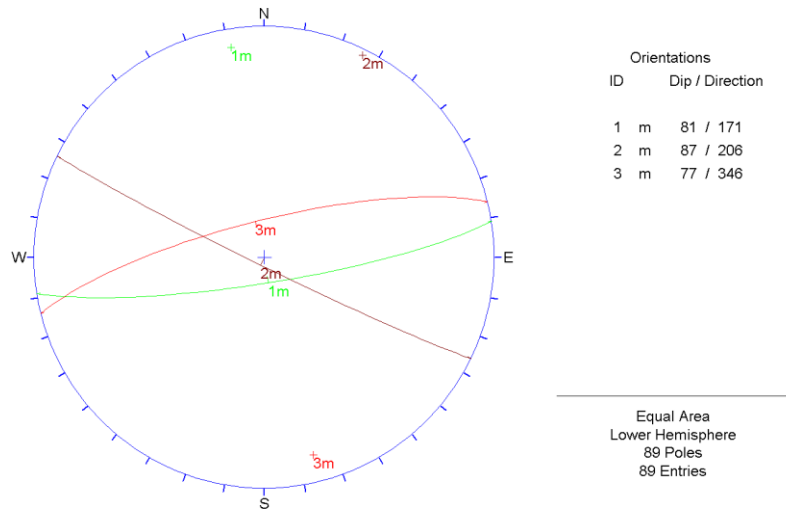


Figura 2: Diagrama de planos principales compuesto de estructuras - Veta Tapada Nv. 320.

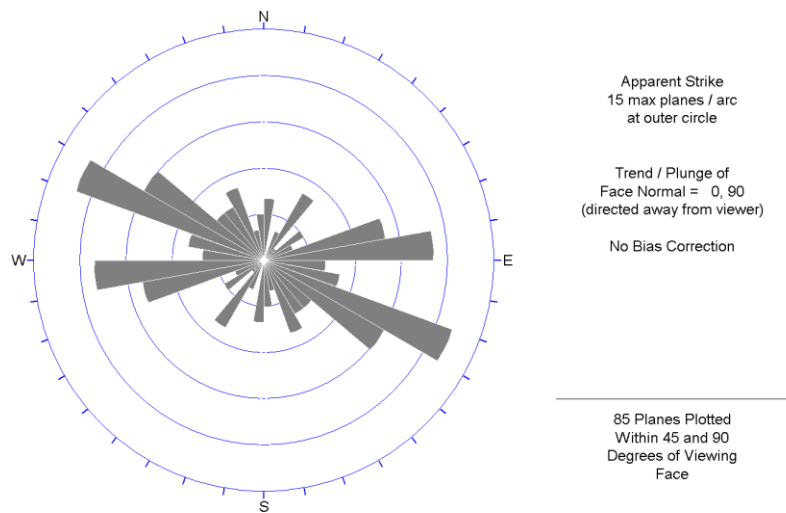


Figura 3: Diagrama de roseta del compuesto de estructuras – Veta Tapada Nv. 320

La zonificación geomecánica realizada (ver Láminas 1 y 2) indica que la masarocosa del mineral en la veta es de mala calidad correspondiendo a Mala B prácticamente en toda su longitud, en algunos tramos cortos la calidad es Mala A.

Existe una caja inmediata tanto al techo y al piso donde la calidad es similar al mineral, es decir Mala B.

Detrás de las cajas inmediatas existe masa rocosa de calidad Mala A que abarca de 4 a 5 m de espesor y seguidamente la calidad de la masa rocosa mejora a Regular B y en algunos tramos cortos la calidad es Regular A.

2.2.4 Resistencia de la roca intacta y de la masa rocosa.

En relación a la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta, los siguientes son los valores estimados por tipos de rocas:

Mineral y cajas inmediatas : 1 a 5 MPa
Cajas próximas : 15 a 35 MPa Cajas
alejadas : 60 MPa

Durante la visita que se realizó al sitio se ha verificado este comportamiento de la calidad y la resistencia de la roca intacta.

Además se ha considerado asumir el valor de la constante “ m_i ” de la roca intacta 7 tanto para el mineral y las cajas. La densidad de la roca estéril es 0.027 MN/m³ y del mineral es 0.031 MN/m³.

En el Cuadro 2 se presentan los parámetros de resistencia de la masa rocosa estimada a partir del criterio de falla de Hoek & Brown (2002, 2007) mediante el programa de RocLab (Rocscience Inc., 2013).

Cuadro 2

Propiedades de resistencia de la masa rocosa

Litología	GSI	σ_c	m_j	γ	$\frac{j}{b_m}$	s	Emr	ν
Mineral	23	5	7	3.1	0.225	0.000052	715	0.30
Cajas	23	5	7	2.7	0.225	0.000052	715	0.30
Cajas próximas	35	25	7	2.7	0.384	0.000240	1302	0.28
Cajas alejadas	45	60	7	2.7	0.601	0.000866	2465	0.26

Donde:

GSI : Calidad de la masa rocosa GSI = RMR-5 (para condiciones secas)

σ_c : Resistencia compresiva uniaxial de la roca

intacta m_j : Constante de la roca intacta

ρ : Densidad de la roca
intacta

m_b : Constante de la masa

rocosa s : Constante de la masa rocosa

Emr : Módulo de deformación de la masa rocosa

ν : Relación de Poisson

2.2.5 Condiciones especiales de la masa rocosa

La condición particular de la masa rocosa es que la veta se presenta como una brecha de falla, por lo que el mineral presenta condiciones geomecánicas desfavorables, esta

condiciones son agravadas por la presencia del agua apareciendo la roca con superficies mojadas en varios sectores.

2.2.6 Esfuerzos in-situ

La profundidad o encampane a la que se encuentra actualmente el minado es de 315 m considerando hasta el Nv. 320. Para dicha profundidad se ha estimado el esfuerzo vertical a partir del criterio de carga litostática (Hoek & Brown, 1978). Según este criterio, el esfuerzo vertical in-situ resulta aproximadamente 8.5 MPa. La constante “k” (relación de los esfuerzos horizontal a vertical) para determinar el esfuerzo in-situ horizontal, fue estimada utilizando el criterio de Sheorey (1994) y las observaciones de campo realizadas; según esto, k es aproximadamente 0.54, con el que se obtiene un esfuerzo horizontal in-situ de aproximadamente 4.6 MPa.

2.3 Estado actual del método de minado

El método de minado que se utiliza en Veta Tapada es el “banqueo y relleno” (Bench & Fill – B&F). Los subniveles inferior y superior tienen secciones de 3.5 x 3.5 m que son sostenidas con 2” de shotcrete reforzado con fibras de acero, colocando posteriormente malla electrosoldada con split sets y finalmente otra capa de shotcrete de 2”. La altura del banco de mineral entre los subniveles es de 12 m de altura. Desde el bypass ubicado en la caja piso se accede a la veta mediante ventanas espaciadas a 40 m.

Según las conversaciones con el personal de la mina, hasta hace poco tiempo la altura del banco de mineral era de 18 m, haciendo un altura total de tajeo de 25 m, con lo cual había mucha inestabilidad en las paredes de los tajeos, creando problemas de dilución. A consecuencia de la disminución de la altura del banco de mineral, los problemas de inestabilidad han disminuido y en consecuencia hay menor dilución.

Dado los problemas señalados, Pan American Silver Perú S.A.C. convocó a DCR Ingenieros S.R.Ltda. para tener una opinión al respecto y buscar algunas otras alternativas que permitan manejar adecuadamente el problema de la inestabilidad de las cajas y de la dilución.

2.4 Recomendaciones

Desde el punto de vista geomecánico, dada la calidad de la masa rocosa del mineral y las cajas y dado también las condiciones desfavorables generadas por el arreglo estructural de la masa estructural, el método de minado subniveles con taladros largos no es el más adecuado. Cualquier método de cálculo que pueda ser aplicado para el diseño de este método de minado, no podrá sustentar los subniveles con taladros largos en estas condiciones de terreno. El B&F es un método de minado que fue concebido para superar los problemas de dilución en condiciones de cajas de razonable mala calidad, controlando la estabilidad de estas con el relleno.

No obstante lo señalado, en la experiencia del Consultor, se han visto casos de aplicación del B&F en condiciones geomecánicas similares a Veta Tapada. Un aspecto importante es que se pueda controlar la estabilidad de las coronas de los subniveles, esto

se logra en Veta Tapada, lo cual es importante para que el método funcione. La estabilidad de las cajas estará controlada por la calidad de la masa rocosa, por las dimensiones de exposición de la roca de las cajas y por la voladura. Manejando estas últimas variables se puede llegar a minimizar los problemas tanto de estabilidad como de dilución.

En Veta Tapada, el B&F con 25 m de altura de tajeos inicial ha funcionado con los inconvenientes antes señalados (inestabilidad de cajas y dilución), es normal que ocurran dichos inconvenientes en las condiciones geomecánicas presentes en el lugar. La disminución de la altura de los tajeos ahora está permitiendo tener menor inestabilidad y dilución. Cabe señalar también que las cajas próximas mejoran en calidad, respecto a las cajas inmediatas, y esto permite que el B&F funcione, pero si las cajas próximas fueran de la misma calidad que el mineral, sería más dificultoso que el B&F funcione.

Según lo señalado en los párrafos anteriores, se podrá disminuir la inestabilidad de las cajas y por tanto la dilución aplicando las siguientes tres recomendaciones: reduciendo el tamaño del banco hasta 8 m como mínimo, empleando un estricto control de voladura durante el banqueo para minimizar el daño en las cajas, y realizando la limpieza del mineral con relleno posterior de una manera rápida (velocidad en el ciclo de minado).

3. *EVALUACION GEOMECANICA EN EL CUERPO POZO D*

3.1 Rasgos geológicos

3.1.1 Geología local

Pozo D es un cuerpo que se encuentra emplazado dentro de un intrusivo cuarzo monzonítico en el cual se presentan varias fallas. Dicho intrusivo se halla de forma columnar dentro de una masa rocosa conformadas por margas. Debido al fallamiento que presenta, el mineral y los contactos con las fallas se hallan con alteración argílica. Hacia los contactos con las cajas se presenta también una alteración argílica. La mineralización consta de galena esfalerita como mena y cuarzo pirita como ganga. La alteración hidrotermal del cuerpo está constituida por una argilización moderada con finas venillas de pirita – galena – esfalerita.

3.1.2 Morfología del yacimiento

El Cuerpo Pozo D tiene rumbo promedio N87°E y buzamiento promedio de 85°NW. Está reconocida en una longitud de 100 m en el Nv. 250. En altura aún no se ha definido totalmente. La potencia promedio del cuerpo es de 22 m.

3.2 Condiciones geomecánicas del yacimiento

3.2.1 Aspectos litológicos

Las rocas circundantes a este cuerpo mineralizado son: el intrusivo donde se hallan las cajas inmediatas y las margas que envuelven al intrusivo.

3.2.2 Aspectos estructurales

Para determinar los sistemas de discontinuidades principales en el Cuerpo Pozo D el personal de Geomecánica de Mina Huarón realizó mapeos geomecánicos en el sector de la caja techo más próximo al cuerpo. A partir de ello se ha obtenido que existan 2 sistemas principales de discontinuidades y dos secundarios (ver Figura 4, 5 y 6).

El Sistema 1, que es el principal, es paralelo al rumbo y buzamiento del cuerpo mineralizado (rumbo E-W, buzamiento sub vertical). El Sistema 2 tiene rumbo NW y buzamiento moderado al SW. Los Sistemas 3 y 4, que son los secundarios, tienen ambos rumbo NE y buzamientos moderados y contrarios, al SE y NW respectivamente.

3.2.3 Calidad y zonificación geomecánica de la masa rocosa

Para determinar la calidad de la masa rocosa, se ha utilizado el Criterio de Bieniawski(1989), tal como se presenta en el Cuadro 1.

El personal de Geomecánica de Mina Huarón también ha realizado el mapeo geomecánico en el Cuerpo Pozo D y en las excavaciones de los alrededores, elaborando una zonificación geomecánica tal como se muestra en las Láminas 3 y 4.

La zonificación geomecánica elaborada muestra que dentro del Cuerpo Pozo D la calidad de la masa rocosa es Mala B, este hecho ha sido verificado durante las observaciones in- situ realizadas durante la visita a Mina Huarón. De manera puntual en algunos tramos cortos la masa rocosa se clasifica como Mala A.

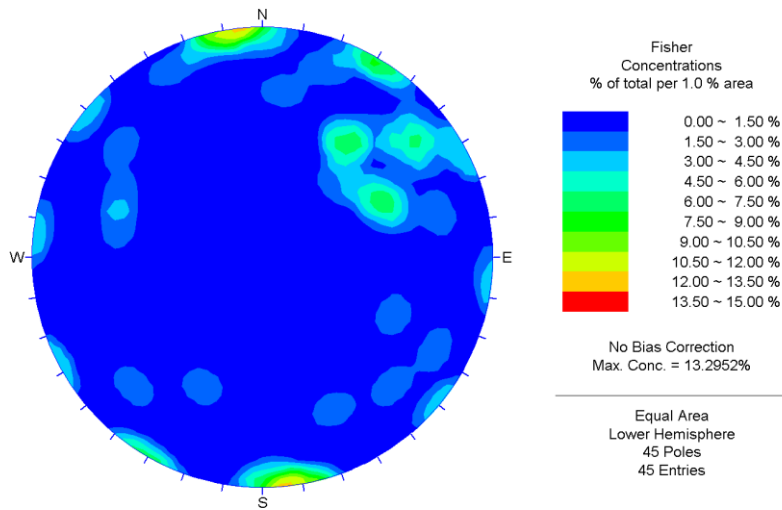


Figura 4: Diagrama de contornos del compuesto de estructuras – Veta Pozo D
Nv. 250.

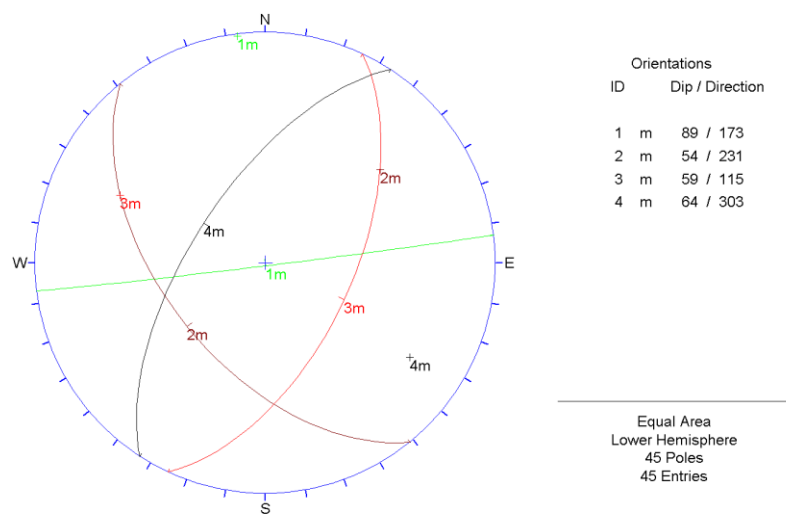


Figura 5: Diagrama de planos principales compuesto de estructuras - Veta Pozo D
Nv. 250.

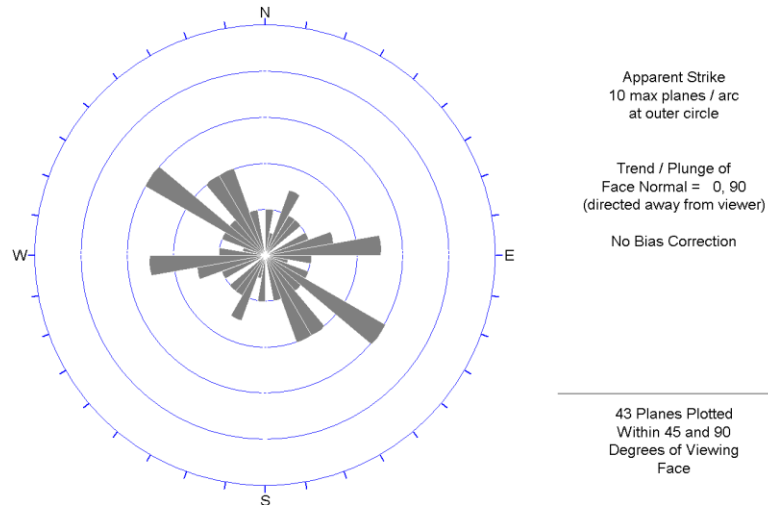


Figura 6: Diagrama de roseta del compósito de estructuras – Veta Pozo D Nv. 250.

Las cajas inmediatas también presentan calidad Mala B y principalmente la caja techo donde el espesor es mayor. A medida que se aleja del contacto con el mineral la calidad mejora a Mala A y después pasa a Regular B.

3.2.4 Resistencia de la roca intacta y de la masa rocosa

En relación a la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta, los siguientes son los valores estimados por tipos de rocas:

Mineral y cajas inmediatas	:	1 a 5 MPa
Caja techo	:	15 a 35 MPa
Caja piso	:	60 MPa

Para el valor de la constante “ m_j ” de la roca intacta se ha optado asumir el valor de 15 tanto para el mineral y las cajas. La densidad considerada para la roca estéril es 0.027 MN/m³ y para el mineral es de 0.031 MN/m³.

En el siguiente cuadro se presentan los parámetros de resistencia de la masa rocosa estimada a partir del criterio de falla de Hoek & Brown (2002, 2007) utilizando el programa RocLab.

Cuadro 3
Propiedades de resistencia de la masa rocosa

Litología	GSI	σ_c	m	γ	i	s	Emr	ν
Mineral	23	5	15	3.1	0.482	0.000052	715	0.30
Cajas	23	5	15	2.7	0.482	0.000052	715	0.30
Caja techo	35	25	15	2.7	0.824	0.000240	1302	0.28
Caja piso	45	60	15	2.7	1.287	0.000866	2465	0.26

3.2.5 Condiciones especiales de la masa rocosa

La masa rocosa en este cuerpo mineralizado se encuentra alterada por lo que el mineral presenta condiciones geomecánicas desfavorables para la aplicación de un minado masivo.

3.2.6 Esfuerzos in-situ

La profundidad o del encampane a la que se encuentra actualmente el minado es de 350 m considerando hasta el Nv. 250. Para dicha profundidad se ha estimado el esfuerzo vertical a partir del criterio de carga litostática que resulta aproximadamente 9.5 MPa. La constante “k” para determinar el esfuerzo in-situ horizontal, fue estimada en 0.52, con el que se obtiene un esfuerzo horizontal in-situ de aproximadamente 4.9 MPa.

3.2.7 Condiciones de agua subterránea

La presencia del agua dentro de la masa rocosa, influye adversamente en las condiciones de estabilidad de las labores subterráneas. Su principal efecto es la presión que ejerce en las discontinuidades, disminuyendo la resistencia al corte y por tanto disminuyendo el factor de seguridad o grado de estabilidad cuando se tiene una excavación.

Según se pudo observar durante la visita a la mina, en el cuerpo Pozo D se observa humedad y localmente sectores mojados, las cuales han contribuido a que la roca se haya alterado y en consecuencia su calidad sea mala. En consecuencia la presencia del agua influirá negativamente en las condiciones de estabilidad de las labores mineras. Es recomendable manejar el tema de presencia del agua para no empeorar las condiciones de inestabilidad, independientemente del método de minado que se aplique.

3.3 Método de minado

3.3.1 Selección del método de minado

En los acápites anteriores se han definido las condiciones naturales del yacimiento: características geológicas, morfológicas (forma, potencia, rumbo y buzamiento, y profundidad debajo de la superficie), reservas (tamaño y distribución de leyes), geomecánicas (calidad de la masa rocosa de las cajas y del mineral, resistencia de la roca y esfuerzos), y las características de presencia del agua subterránea.

Tomando en cuenta la información concerniente a las condiciones naturales del yacimiento, se han aplicado diversas técnicas de selección del método de minado, como las de Boshkov and Wright (1973), Dravo (1974), Hartman (1987) y Nicholas (1981), particularmente este último, que toma en cuenta las condiciones geomecánicas del mineral y de las cajas.

El proceso de jerarquización de los diferentes factores asociados a los diferentes métodos de minado subterráneo, indicó que el método de minado que se adapta mejor a las condiciones naturales encontradas, desde el punto de vista técnico, es el “corte y relleno” (Cut & Fill – C&F), seguido de “conjunto de cuadros” (Square Set Stopping – SQS). Los métodos que siguen en el orden de posibilidad son el de hundimiento por subniveles (Sublevel Caving – SLC) y en última opción sale el método de de “cámaras y pilares” (Room and Pillar – R&P). El método de “tajeo por subniveles” (Sublevel Stopping – SLS) queda prácticamente descartado.

Por las condiciones naturales que presenta el Cuerpo Pozo D, particularmente por sus condiciones geomecánicas desfavorables y sus características morfológicas no habría muchas opciones de métodos de minado tal como muestra el análisis previo.

El C&F podría ser una de las opciones de método de minado de mayor factibilidad técnica. Más adelante se dan mayores detalles al respecto. El SQS es un método de minado muy costoso e improductivo, por lo que no se recomienda su aplicación. El SLS sería aplicable siempre que se admita el problema de la subsidencia que inevitablemente genera este método de minado. El R&P quedaría descartado por las condiciones de calidad de la masa rocosa, sin embargo, el uso de pilares no debe descartarse de ser necesario de manera localizada por ser complemento de la mayoría de los métodos de minado. Como se mencionó anteriormente, el SLS queda descartado por razones de mala calidad de la roca mineralizada.

3.3.2 Métodos de minado propuestos

El **C&F** tiene un extenso rango de variaciones como resultado del minado selectivo, buena recuperación y practicabilidad bajo condiciones geomecánicas diversas, y se presta a la mecanización de la explotación. Las técnicas de relleno que actualmente se disponen, pueden mejorar los aspectos técnicos y económicos de este método de minado, que frecuentemente ha reemplazado a otros métodos de minado.

Hay variadas modalidades de **C&F** que se podrían aplicar al Cuerpo Pozo D, todo dependerá del control de la estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones, particularmente de la masa rocosa mineralizada de mala calidad. Según las

observaciones in-situ realizadas en las actuales labores mineras, se puede realizar este control con un adecuado sostenimiento, esto significa que se puede aplicar el “corte y relleno ascendente” (Overhand Cut and Fill Mining – **OC&FM**), con un adecuado dimensionamiento del ancho de los tajeos y utilización de la voladura en breasting. En general el ancho de los tajeos no deberá de exceder los 4 m. La aplicación de este método dependerá de cómo se controle la estabilidad de las labores mineras. El caso es que el Cuerpo Pozo D tiene potencia promedio de 20 m, para estas potencias las modalidades de minado C&F son descritas enseguida.

Para potencias considerables de estructuras mineralizadas se podría considerar el uso del “corte y relleno con pilares” (Post Room&Pillar Mining – **P-R&P-M**), sin embargo, por la mala calidad de la masa rocosa mineralizada, las cámaras tendrían que ser pequeñas y con sostenimiento pesado y los pilares muy robustos. En este caso hay probabilidades que no se pueda recuperar los pilares, o que la recuperación sea baja. En general no sería práctico utilizar el **P-R&P-M** en las condiciones de masa rocosa mineralizada del Cuerpo Pozo D. Sería mejor considerar el método de minado de “galerías y pilares con recuperación de los pilares utilizando relleno cementado” (Drift and Fill – **D&F**), que puede quedar como un método alternativo. La desventaja de este método es la dificultad que se tiene para controlar la estabilidad de los techos en mineral de mala calidad. Si se pudiera controlar la estabilidad de los techos el método sería viable.

Otra alternativa sería el “corte y relleno descendente (Underhand Cut and Fill Mining – **UC&FM**), pero este método de minado es aplicado en el caso extremo en que no sea posible controlar las condiciones de estabilidad de la masa rocosa mineralizada. Este es un método muy costoso y lento. Tienen muchas más ventajas el método **OC&FM** y también el **D&F**.

4. COMENTARIO FINAL

De acuerdo con la conversación que se tuvo con el Ing. Richard Contreras, el presente informe ha sido elaborado para la reunión que se tendrá con el personal de las diferentes áreas de la mina, a fin de discutir los diferentes aspectos tratados y llegar a consensuar las mejores opciones de minado tanto para Veta Tapada como para el Cuerpo Pozo D. Después de la citada reunión se completará este informe.

MSc. David Córdova Rojas

Geomecánico Señor

Ing. Samuel Reyes Marrón

Especialista en Mecánica de Roca

Lima, 30 de Octubre del 2013.