UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

"IMPLEMENTACION DE TALADROS LARGOS EN VETAS ALIANZA Y LLACSACOCHA DE UNIDAD MINERA HUARON-PAN AMERICAN SILVER S.A."

INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE

INGENIERO DE MINAS

OMAR SANTIAGO RAMÍREZ MAZA

Lima – Perú
2011

DEDICATORIA

A mi Madre, Zenaida Maza Dolores;
que me ilumina desde el cielo.
A mi Padre, Santiago Ramírez Villarreal.
A mi amada esposa Virginia y a mis hijas:
Ethel Kassandra, Gianella Zenaida y Andrea Mirella.

AGRADECIMIENTO

A mi Alma Mater, la Universidad Nacional de Ingeniería por marcar el camino para mi desarrollo profesional.

RESUMEN

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 Mina Huarón de Pan American Silver S.A., se encuentra ubicada en la localidad de Francois del distrito de Huayllay, provincia de Pasco en el 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.

INDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

INDICE

LISTA DE CUADROS Y TABLAS

LISTA DE GRÁFICOS

INTRODUCCION

CAPITULO I: GENERALIDADES

1.1 RESEÑA HISTÓRICA

1.2 UBICACIÓN GEOGRÁFICA

1.3 VÍAS DE ACCESO Y TRANSPORTE

CAPITULO II: GEOLOGIA

2.1 GEOLOGÍA REGIONAL Y LOCAL

2.2 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

2.2.1 Plegamiento

2.2.2 Fallas

2.2.3 Discordancia

2.3 GEOLOGÍA ECONÓMICA

2.3.1 Tipos de Mineralización

2.3.2 Mineralogía

2.3.3 Paragénesis

2.3.4 Alteración Hidrotermal

CAPITULO III: OPERACIONES MINA

3.1 CARACTERÍSTICAS FÍSICAS DEL YACIMIENTO

3.2 PLAN DE DESARROLLO DE LA MINA

3.3 ZONAS DE EXPLOTACIÓN

3.4 DESCRIPCIÓN DE LAS OPERACIONES MINERAS

CAPITULO IV: IMPLEMENTACION DE TALADROS LARGOS EN VETAS ALIANZA Y LLACSACOCHA

4.1 MARCO GEOMECÁNICO

4.1.1 Evaluación Geomecánica para el Método de Taladros Largos en Vetas Alianza y Llacsacocha.

4.1.2 Evaluación Geomecánica con el Método Gráfico de Estabilidad para la Aplicación del Método de Taladros Largos en Vetas Alianza y Llacsacocha.

4.2 MINADO POR *SUBLEVEL STOPING*.

4.2.1 Secuencia de Minado por paneles en ambas vetas.

4.2.2 Costo de Minado de los Tajos R-894 (Veta Alianza) y Tajo R-448 (Veta Llacsacocha).

4.3 PERFORACIÓN DE TALADROS LARGOS

4.3.1 Características Físicas de la Veta Alianza y Llacsacocha.

4.3.2 Características Técnicas de los Equipos de Perforación.

4.3.3 Esquema de Malla de Perforación de la Cara Libre.

4.3.4 Esquema de Malla de Perforación de Filas de Producción.

4.3.5 Indicadores de Perforación.

4.4 VOLADURA DE TALADROS LARGOS.

4.4.1 Esquema de Carguío de Taladros Largos.

4.4.2 Indicadores de Voladura.

4.5 LIMPIEZA DE TAJOS DE TALADROS LARGOS.

4.5.1 Características Técnicas de los Equipos de Limpieza.

4.5.2 Indicadores de Limpieza.

CAPITULO V: EVALUACION ECONOMICA DEL USO DE TALADROS LARGOS EN MINA HUARON

5.1 VENTAJA TÉCNICA - ECONÓMICA DEL MÉTODO TALADROS LARGOS.

5.2 EVALUACIÓN DEL MÉTODO TALADROS LARGOS.

5.3 EVALUACIÓN DEL MÉTODO CORTE Y RELLENO MECANIZADO.

CAPITULO VI: SEGURIDAD

6.1 HERRAMIENTAS DE GESTIÓN DE LA SEGURIDAD.

6.2 HERRAMIENTAS DE GESTIÓN GEOMECÁNICA.

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

BIBLIOGRAFÍA

ANEXOS

Plano de Tajo 891 – Veta Alianza.

Plano de Tajo 448– Veta Llacsacocha .

LISTA DE CUADROS Y TABLAS

1. Análisis de Productividad según Método de Explotación.....5

2. Plan de Desarrollo de Mina Huarón 2010-2014.....25

3. Plan de Producción Estimada 2010-2014.....26

4. Áreas de las Operaciones Mineras.....27

5. Leyes de Cabeza por Concesión.....27

6. Transporte de Mineral Extraído.....30

7. Rutas de Escape de Mina Huarón.....32

8. Chimeneas Raise Borer ejecutados.....35

9. Chimeneas Convencionales ejecutadas.....35

10. Consumo de Explosivos y Accesorios año 2010.....39

11. Consumo de Explosivos y Accesorios año 2010 (continuación).....39

12. Materiales del primer semestre del año 2010.....40

13. Maquinarias y Equipos utilizados.....41

14. Flota de Scooptramp de Unidad Huarón.....41

15. Flota de Scooptramp de lãs Empresas Especializadas.....42

16. Relación de Herramientas.....42

17. Consumo Mensual de Equipo de Portección Personal.....43

18. Trabajadores por Grupo Ocupacional y Área.....44

19. Estructura de Costos del Tajo 894.....61

20. Estructura de Costos de Avances del Tajo 894.....62

21. Estructura de Costos de Perforación del Tajo 894.....63

22. Estructura de Costos de Voladura del Tajo 894.....64

23. Estructura de Costos de Limpieza del Tajo 894.....65

24. Estructura de Costos de Relleno y Supervisión del Tajo 894.....66

25. Estructura de Costos del Tajo 448.....67

26. Estructura de Costos de Avances del Tajo 448.....68

27. Estructura de Costos de Perforación del Tajo 448.....69

28. Estructura de Costos de Voladura del Tajo 448.....70

29. Estructura de Costos de Limpieza del Tajo 448.....71

30. Estructura de Costos de Relleno y Supervisión del Tajo 448.....72

31. Descripción Técnica del Jumbo Rocket Boomer 104.....75

32. Descripción Técnica del Mini-Raptor RESEMIN.....76

33. Indicadores de Perforación.....81

34. Indicadores de Voladura.....83

35. Indicadores de Factor de Potencia del Tajo 894.....84

36. Descripción Técnica del Equipo LH-203 Sandvik.....85

37. Indicadores de Limpieza.....86

38. Indicadores de Productividad de Unidad Huarón.....88

39. Presupuesto de Desarrollos y Preparaciones- Taladros Largos.....90

40. Evaluación Económica del Método de Taladros Largos.....91

41. Flujo de Caja del Método de Taladros Largos.....92

42. Presupuesto de Desarrollos y Preparaciones- Corte y Relleno.....94

43. Evaluación Económica del Método de Corte y Relleno.....95

44. Flujo de Caja del Método de Corte y Relleno 96

45. Formato PRC en Labores de Mina.....99

46. Formato VEO (Verificación de Estándares Operativos.....101

47. Formato Reporte Diario de Geomecánica para Labores de Mina.....107

48. Formato de Auditoría Geomecánica para labores de Mina.....109

LISTA DE GRÁFICOS

1. Plano de Ubicación de Mina Huarón.....9

2. Unidad Litoestratigráfica.....16

3. Sistema de Vetas de Mina Huarón.....23

4. Tajo 894 de Veta Alianza antes del disparo del primer banco.....46

5. Tajo 894 de Veta Alianza después del disparo del primer banco.....47

6. Tajo 894 de Veta Alianza luego del relleno detrítico.....48

7. Tajo 448 de Veta Llacsacocha luego de minado del primer panel.....50

8. Tajo 448 de Veta Llacsacocha luego de minado del tercer panel.....51

9. Tajo 448 de Veta Llacsacocha luego de minado del cuarto panel.....52

10. Tajo 448 de Veta Llacsacocha luego de minado del quinto panel.....53

11. Perfil Longitudinal Isovalórico de Leyes de Veta Llacsacocha.....57

12. Secuencia de Minado del Tajo 448 de Veta Llacsacocha.....58

13. Secuencia de Minado del Tajo 894 de Veta Alianza.....59

14. Programación de Minado del Tajo 894 de Veta Alianza.....60

15. Esquema de Malla de Perforación de la Cara Libre.....77

16. Perforación en la preparación y el minado por Taladros Largos.....79

17. Diseño de Perforación de Taladros Largos del Tajo 448.....80

18. Esquema de Carguío de Taladros Largos.....82

INTRODUCCION

El objetivo del informe es la aplicación del método de explotación: Tajeo por subniveles, pues haciendo uso de los taladros largos nos hace incrementar la productividad de las operaciones mineras y disminuir los costos de producción.

En cuanto a las características geológicas de las vetas donde se explotan por el método de taladros largos tienen 2.5 m. de ancho, con leyes de 160 g de plata, 0.6 % de cobre, 1.13 % de plomo, 3.37 % de zinc, lo cual hace un valor por tonelada de 70 US$.

Las operaciones mineras de Unidad Huarón se desarrollan en un 75 % por el método de corte y relleno ascendente, 5 % por breasting y el otro 20 % por el método de taladros largos en la actualidad.

Una de las fortalezas de Unidad Huarón lo constituye la gestión de seguridad como filosofía de trabajo a todo nivel. En primer plano

determinado por el control del terreno de trabajo pues es determinado por el mapeo geomecánico de las labores que se realiza por los mismos trabajadores haciendo uso de las Tablas de Clasificación Geomecánica G.S.I. (Índice Geológico De Resistencia) con la fiscalización de la supervisión. En segundo plano la gestión de seguridad viene con el respaldo del uso de una serie de herramientas entre las cuales podemos mencionar: El P.R.C. (Peligro/Riesgo/Control) que es la aplicación del I.P.E.R. (Identificación de Peligros y Evaluación de Riesgos) propiamente dicho, los Reportes de Actos y Condiciones Subestándares, las O.P.T. (Observación Planeada de Tarea), las Inspecciones Planeadas y no planificadas, los Permisos para Trabajos de Alto Riesgo y la ejecución de los VEO (Verificación de Estándares Operativos) realizados en la mina.

La propuesta de este informe es detallar todo el proceso de implementación de taladros largos en la mina Huarón hasta su puesta en marcha haciéndola parte de las operaciones mineras en la unidad de producción Huarón, lo cual ha generado mayor productividad, rentabilidad y haber logrado ser el método más dinámico capaz de aplicarse a otras vetas que se encuentran en preparación.

Debido a las limitaciones de los métodos convencionales y la necesidad de incrementar la producción, a partir del año 2010 se introduce el método de *Sublevel Stoping*, con taladros largos para bancos de perforación de 13,5 m. verticales, lográndose incrementar la producción gradualmente a 1800, 1900 y siendo actualmente 2000 t/día.

Para ello fue necesario la adquisición de equipos de perforación, como lo es Jumbo Rocket Boomer H-104 (ATLAS COPCO) y la última adquisición 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”.

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 perforado.
    - Gran altura de banqueo (hasta 13,5 m.).
    - Uso de explosivo a granel.
    - Posibilidad de evacuar de mineral roto control remoto.
    - Bajos costos perforación y voladura.
    - Si la roca encajonante es buena, el tajo puede quedar vacío.
    - 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.

- 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 Taladros Largos 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 30 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 10 toneladas por metro cuadrado de área minable.

TABLA No.1

ANÁLISIS DE PRODUCTIVIDAD SEGÚN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

ID	Vein Width	Dip	RMR Wall	RMR Vein	Method	Productivity (T / M^2 / Month)	Mine & Fill Costs	Preparation Cost
1	0.8 - 1.5	>60 deg	>40	>35	Conventional cut and fill with scraper - Uphole Blasting	9.00	19.86	10.07
2		>60 deg	<35	<35	Conventional cut and fill with scraper - Breasting	7.00	21.63	10.07
3	1.5 - 2.0	Any	>40	>35	Cut and fill with jackleg and captive scooptram (0.75 - 1 yd^3) - Uphole Blasting	11.78	16.28	5.11
4		Any	<40	<35	Cut and fill with jackleg and captive scooptram (0.75 - 1 yd^3) - Breasting	8.12	20.61	5.11
5		Any	>40	>35	Conventional cut and fill with scraper - Uphole Blasting	9.38	16.23	6.22
6		Any	<35	<35	Conventional cut and fill with scraper - Breasting	7.60	24.92	6.22
7	2.0 - 2.5	Any	>40	>40	Ramp access mechanized cut and fill with Jumbo and scooptram - Uphole Blasting	14.00	13.22	5.73
8		Any	<40	<40	Ramp access mechanized cut and fill with Jumbo and scooptram - Breasting	10.00	18.85	5.73
9		Any	>40	>40	Ramp access mechanized cut and fill with Jackleg and scooptram - Uphole Blasting	12.00	13.58	5.73
10		Any	<40	<40	Ramp access mechanized cut and fill with Jackleg and scooptram - Breasting	8.40	18.95	5.73
11		Any	>40	>40	Conventional cut and fill with scraper - Uphole Blasting	8.90	15.55	4.37
12		Any	<40	<40	Conventional cut and fill with scraper - Breasting	7.40	16.77	4.37
13	>2.5	>60	>40	Any	Sub level longhole open stoping with delayed uncemented waste rock backfill (Avoca)	30.00	11.38	7.81
14		Any	<40	<40	Ramp access mechanized cut and fill with jumbo and scooptram - breasting	10.00	24.47	5.73

* If the blocks requires development to acces them, add 2 more dollars to the preparation cost

** If the blocks requires capex developments to acces, add 5 more dollars to the preparation cost

FUENTE: ÁREA DE PLANEAMIENTO E INGENIERÍA CORPORATIVO PASSAC.

CAPITULO 1: 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 SILVER, 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 de concentrados de zinc, cobre y plomo, con un alto contenido de plata. 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.

1.2 UBICACIÓN GEOGRÁFICA:

El yacimiento de Huarón se encuentra ubicado en el distrito de Huayllay, provincia de Pasco y Región Andrés Avelino Cáceres, en un área aproximada de 15 Km^2, en el flanco oriental de la cordillera occidental de los Andes.

Huarón se ubica geográficamente en las siguientes coordenadas:

76º 25’ 30” de longitud Oeste de Greenwich

11º 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)

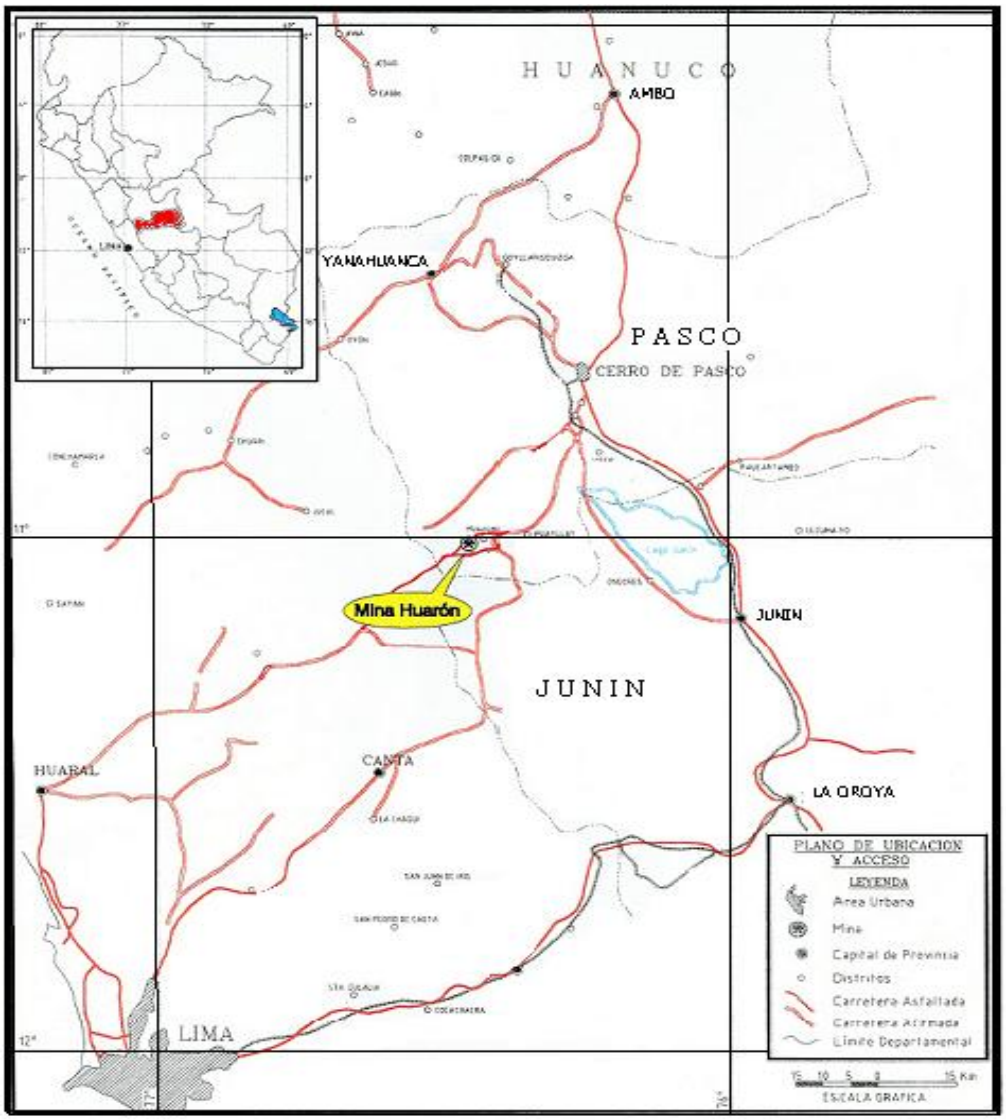
Lima – Canta – Huarón

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.

Vía férrea: Lima – La Oroya – Shelby

De donde se empalma por carretera afirmada hasta Huarón. A continuación se muestra un gráfico de ubicación de la Mina Huarón.

GRÁFICO 1: PLANO DE UBICACIÓN DE MINA HUARÓN.



FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE INGENIERÍA Y PLANEAMIENTO.

CAPITULO 2: GEOLOGIA

2.1 GEOLOGÍA REGIONAL Y LOCAL:

La Mina Huarón es productora de plata, zinc, plomo y cobre. La mineralogía esta 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 esta conformada principalmente por areniscas, margas, conglomerados, chert calcáreo, andesitas, ignimbritas, brechas y tufos.

2.1.1 Litoestratigrafía:

2.1.1.1 Mesozoico, Cretáceo Superior.

a) <u>Formación Casapalca</u>:

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 tope se observa predominancia de calizas blanquecinas con intercalaciones de areniscas conglomerádicas rojizas. Presenta tres miembros.

a.1) 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.

a.2) 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 varia entre 150 a 200 metros.

a.3) 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 esta

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 se considera 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 pude asumir que estamos en la parte superior de la columna.

2.1.1.2 Cenozoico, Paleógeno-Neógeno-Cuaternario.

a) <u>Grupo Calipuy</u>:

Aflora discordantemente sobre la Formación Casapalca, fue depositado después del periodo de 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 esta bien definido la columna del Grupo Calipuy, ni el sector de la columna que esta presente.

A nivel de la región se le reconoce cuatro unidades:

a.1) Unidad Formación Yantac, secuencia volcano-sedimentaria, denominada también como serie abigarrada, constituida por rocas clásticas 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.

a.2) Unidad Volcánico Carlos Francisco, consiste en derrames andesíticos porfiroides ocasionalmente intercalados con flujos de brecha volcánica y pórfidos masivos. Su potencia varia desde 400 a 1000 metros y la datación por correlación la ubica entre el Eoceno al Oligoceno.

a.3) 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.

a.4) Unidad Volcánico Millotingo, constituido por derrames lávicos andesíticos a riodacíticos, ocasionalmente traquiandesíticos. Su potencia promedio es de 180 metros y su datación lo ubica entre el Oligoceno superior y el Mioceno inferior.

b) <u>Volcánico Rumillana</u>:

Es una secuencia de rocas volcanoclásticas conocido como aglomerado Rumillana y toba Unish. El aglomerado Rumillana esta 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.

c) Volcánico Pacococha:

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.

d) Formación Huayllay:

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.

e) Depósitos Cuaternarios:

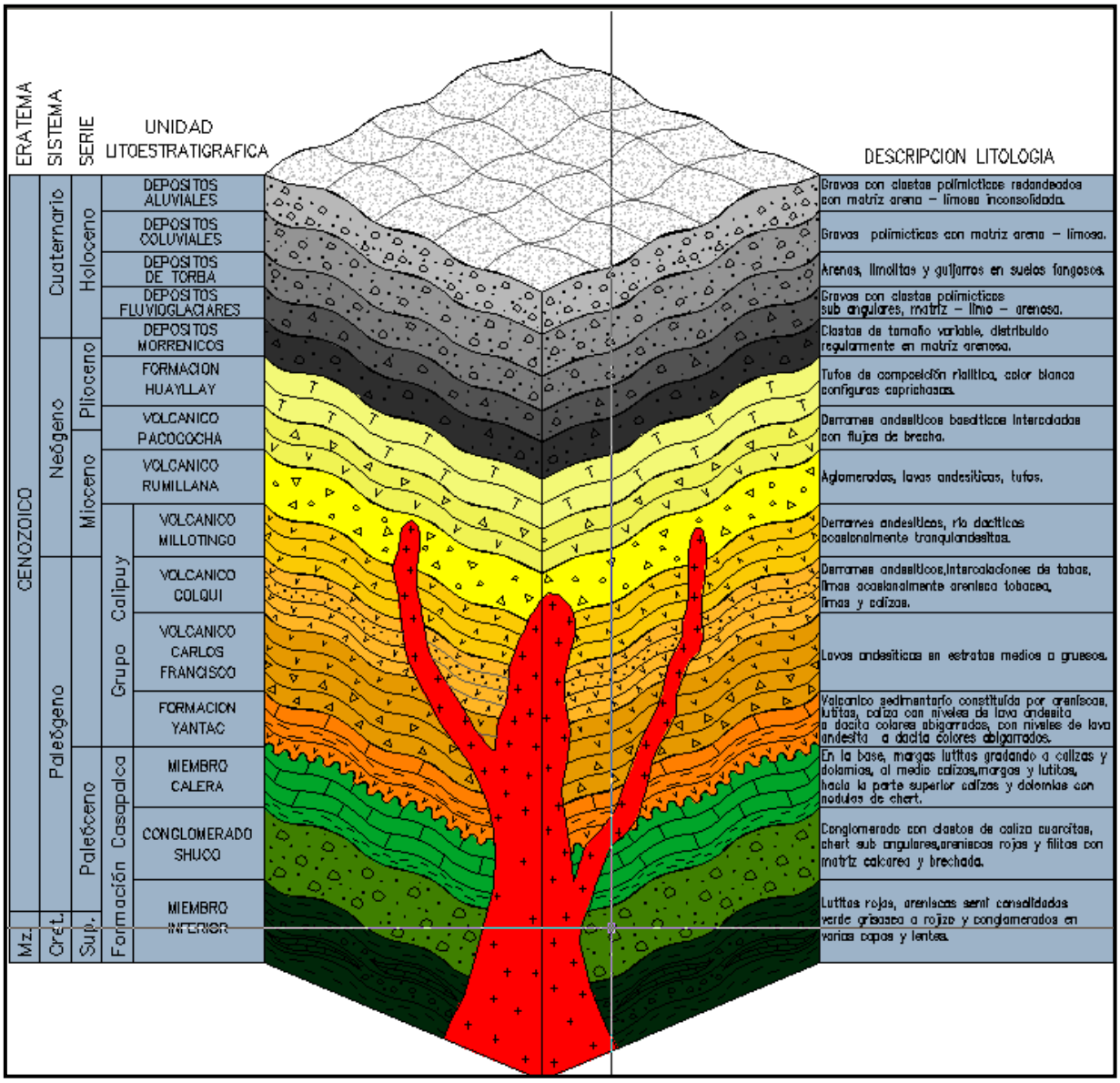
Son los depósitos de cobertura inconsolidados y de distribución irregular. Se han distinguido depósitos aluviales pleistocénicos, depósitos morrénicos, depósitos fluvioglaciares, depósitos de turbas, depósitos coluviales y depósitos aluviales.

2.1.2 Intrusivos:

Entre la Cordillera Occidental y Oriental se ha reconocido intrusivos menores, de 4 Km^2 de tamaño, de característica hipabisal relacionados a yacimientos hidrotermales, distribuidos irregularmente y denominados stocks de alto nivel. Intruyen 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 esta emplazado en la Formación Casapalca y en los Volcánicos Calipuy. En 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.

GRÁFICO 2: UNIDAD LITOESTRATIGRÁFICA.



FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE GEOLOGIA DE MINA HUARÓN.

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 del Calipuy, ocurrió una deformación adicional que fue la Fase Quechua.

En el área de Huarón, estas dos fases están presentes, por ello, se observa la secuencia de la formación Casapalca plegada, al parecer 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 (Sb_4S_{13}) (Cu, Fe, Zn, Ag)l2

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 especifico 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 (FeS_2)

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 ($Si0_2$)

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 (CO_3Ca)

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 ($MnCO_3$)

De color rosado, de aspecto duro asociado al Cuarzo y Calcita preferentemente. Se encuentra íntimamente asociada a la Rodonita ($MnSi_2$) a la Calcita y demás minerales anteriormente descritos, se enriquece mucho más que la Calcita con valores de Plata por ser muy 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)

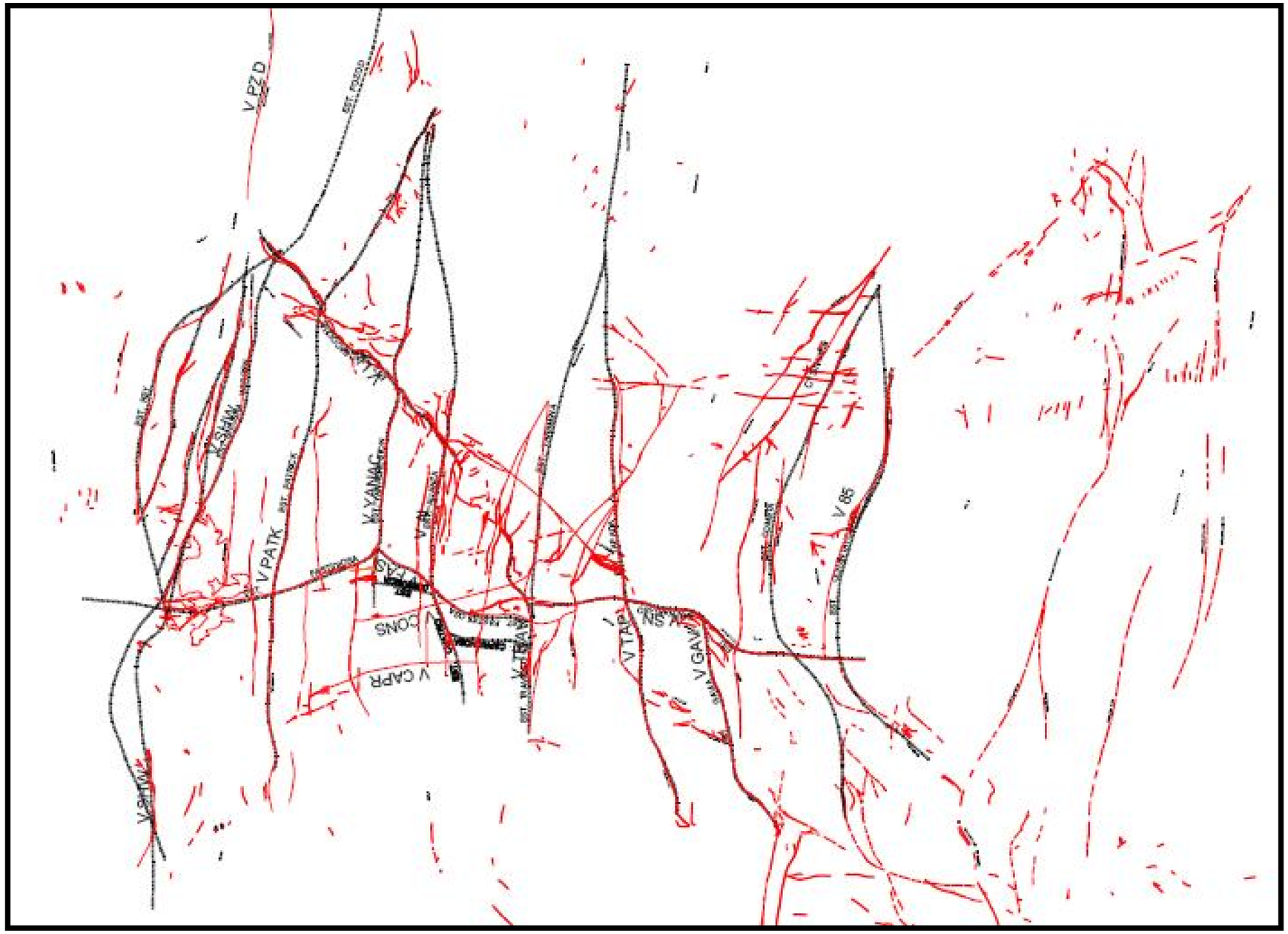
11% de Ag esta en pirita y otros minerales

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.

GRÁFICO 3: SISTEMA DE VETAS DE MINA HUARÓN.



FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE GEOLOGIA DE MINA HUARÓN.

CAPITULO 3: 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/m^3
Peso Específico del material estéril	: 2.7 t/m^3
Peso Específico del relleno hidraúlico	: 1.7 t/m^3
Factor de Esponjamiento	: 30 – 40 %
Humedad	: 6 – 7.5 %

3.2 PLAN DE DESARROLLO DE LA MINA:

Dentro del **Plan de Desarrollo de la mina** ejecutado el año 2010 y los próximos 4 años se muestran a continuación:

CUADRO 1: PLAN DE DESARROLLO DE MINA HUARÓN 2010-2014

		2.0%	2.0%	5.0%	6.0%
ZONA	**2010**	**2011**	**2012**	**2013**	**2014**
	m	**m**	**m**	**m**	**m**
NORTE	7,960	8,119	8,282	8,696	9,217
NORTE 500	1,910	1,948	1,987	2,087	2,212
NORTE600	605	617	629	661	701
SUR	2,875	2,933	2,991	3,141	3,329
	13,350	13,617	13,889	14,584	15,459

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 la rehabilitación de ciertas labores antiguas, inversión de capital para mejorar los sistemas de manejo de material y otras infraestructuras de mina, e incrementar la mano de obra y equipamiento.

La producción estimada que se requiere alcanzar es de 936,000 toneladas al año, equivalente a una producción diaria de 2,600 toneladas.

CUADRO 2: PLAN DE PRODUCCION ESTIMADA 2010-2014.

		5%	5%	5%	5%
ZONA	2010	2011	2012	2013	2014
	t	t	t	t	t
NORTE	290100	304605	319835	335827	351682
NORTE 500	290400	304920	320166	336174	352045
NORTE 600	73000	76650	80483	84507	88497
SUR	118600	124530	130757	137294	143776
	772100	810705	851241	893802	936000

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE INGENIERÍA Y PLANEAMIENTO.

En cuanto a la **Etapa de Cierre, l**a mina tiene una vida útil de acuerdo a las reservas es de 10 años, una vez concluido se inicial el plan de cierre final de mina.

El Cierre progresivo de la mina se efectuará en las labores que no se va a minar y declarados como abandonados.

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 U.E.A. HUARÓN y la cual cuenta con diversas concesiones donde se ubican las diferentes zonas de producción, ubicadas en el distrito de Huayllay.

Para los próximos 4 años se plantea un incremento de producción a 2,600 t diarias lo que equivale a una producción anual de 936,000 t

La extensión superficial sobre la cual se han venido desarrollando las actividades de producción es de 2,063.81 ha, siendo la U.E.A. HUARÓN de 2,417.8 Ha

CUADRO 3: ÁREAS DE LAS OPERACIONES MINERAS.

CLASE	CONCESION	Area (ha)
U.E.A. HUARON	ACUMULACION HUARON 1	795.67
	ACUMULACION HUARON 2	540.49
	ACUMULACION HUARON 3	613.01
	ACUMULACION HUARON 4	96.66
	LA ALIANZA	11.98
	MANLICHER	6.00
Total general		**2,063.81**

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE INGENIERÍA Y PLANEAMIENTO.

En promedio las leyes de cabeza son como se muestra en el cuadro siguiente.

CUADRO 4: LEYES DE CABEZA POR CONCESIÓN.

		Leyes de Cabeza			
CLASE	CONCESION	plomo (%)	zinc (%)	cobre (%)	plata (gr)
U.E.A. HUARON	ACUMULACION HUARON 1	0.57	2.56	0.26	143.15
	ACUMULACION HUARON 2	0.55	2.14	0.10	150.25
	ACUMULACION HUARON 3	2.40	3.77	0.65	244.71
	ACUMULACION HUARON 4	1.45	2.68	0.50	175.92
	LA ALIANZA	0.22	0.69	1.14	169.07
	MANLICHER	2.82	3.75	0.29	311.79
Total general		**0.94**	**2.42**	**0.47**	**169.34**

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE INGENIERÍA Y PLANEAMIENTO.

3.4 DESCRIPCIÓN DE LAS OPERACIONES MINERAS:

3.4.1 Método de Explotación:

El método de minado utilizado en gran parte de las operaciones (alrededor de 75 % desde el 2010) 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 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 entonces 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 geotécnicas. 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, 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 41mm, 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, 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 7.5m^3 de capacidad. Para las labores de avance se utilizan las cámaras de carguío acondicionadas para volquetes.

Actualmente se viene rehabilitando 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.

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

CUADRO 5: TRANSPORTE DE MINERAL EXTRAÍDO.

Zona	Extracción de mineral
Norte	Volquete y línea de riel + Pique D.
Norte 500	Volquete y línea de riel .
Norte 600	Volquete y línea de riel .
Sur	Volquete.

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE INGENIERÍA Y PLANEAMIENTO.

e. Echaderos y Caminos:

Los echaderos de mineral son con anillos metálicos en los tajos convencionales y en los tajos mecanizados se realizan fuera de la estructura en roca estéril enlazado a la rampa.

Los caminos en los tajos convencionales y mecanizados se llevan con cuadros de acuerdo a estándar.

f. Relleno:

El Sistema de Relleno Hidráulico esta constituido por dos Silos de envío de relave a mina (Nuevo y Antiguo) y por una red de tuberías de HDPE de 4” instaladas en los niveles principales comprendidas desde el Nv.700 hasta el Nv.180.

La materia prima (relave) lo proporciona Planta Concentradora. Luego de la clasificación hecha en el ciclón D-20, solo la parte gruesa es enviada a los silos para ser enviados luego a mina como relleno hidráulico.

Este porcentaje de relave para mina, oscila entre los 55% y 65%, este valor depende de la granulometría final luego el proceso de molienda. La oferta diaria de planta en promedio es de 500 m^3, teniendo como base un tratamiento de 2200 toneladas.

El **Silo Antiguo**, cuenta con dos canchas de acumulación con una capacidad de 2000 m^3. Dicho sistema operativo cuenta con 3 bombas Denver 5’ x 4’, teniendo una eficiencia de sólidos rellenados, que oscila entre los 20 – 25 m3/h. Este silo envía relave a los tajos ubicados por debajo del Nv. -530. Las densidades de la pulpa enviada oscila entre 1500 g/l – 1900 g/l.

En referencia al **Silo Nuevo**, éste cuenta con un depósito para almacenar relave que proviene del bombeo de Planta Concentradora de 500 m^3. El sistema operativo cuenta con 3 bombas Svedala 5’ x 4’, teniendo una eficiencia de sólidos rellenados, que oscila entre los 30 – 40 m^3/h. Para rellenar los tajos ubicados por encima el Nv-550, se utiliza una planta de rebombeo que consta de 3 bombas Svedala 5’ x 4’. Las densidades de la pulpa enviada oscila entre 1600 g/l – 1800 g/l.

g. Vías de Escape:

En el siguiente cuadro se puede observar las rutas de escape que tiene la

mina Huaron, en la zona sur y en la zona norte.

CUADRO 6: RUTAS DE ESCAPE DE MINA HUARÓN

ZONA SUR	
RUTA	**NIVEL**
CH-996	Nv.250 - Nv.280
CH-997	Nv.250 - Nv.320
CH-809	Nv.420 - Nv.320
CAMINO 09	Nv.420 - Nv.500
CAMINO 972	Nv.500 - Nv.600
ZONA NORTE	
RUTA	**NIVEL**
CH-134	Nv.180 - Nv.250
CH-888A	Nv.250 - Nv.340
CH-05	Nv.250 - Nv.375
CAMINO 854	Nv.180 - Nv.250
RB-11	Nv.180 - Nv.250
ZONA NORTE 500	
RUTA	**NIVEL**
CH-451	Nv.450 - Nv.500
CORTE 5	Nv.500 - Rampa Kosmos
ZONA NORTE 600	
RUTA	**NIVEL**
Rampa 32	Nv.600 - Nv.700

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE INGENIERÍA Y PLANEAMIENTO.

h. Ventilación

Actualmente, ingresa un caudal 576,525 cfm de aire fresco a las operaciones.

El caudal de aire requerido en la mina es de 578,825 cfm, que es el resultado de emplear los estándares de 6m^3/min-persona y de 3m^3/min-HP a 4500 m.s.n.m. conforme a lo establecido en el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera D.S. Nº 055-2010-M.E.M.

Por otro lado el sistema de ventilación secundaria ve mejorada su performance con el cambio del circuito interno aprovechando los nuevos

raises borer ejecutados, dentro del Programa de Ejecución de Raises Borer en mina Huarón con la finalidad de incrementar el ingreso de aire fresco al sistema principal así como la evacuación del aire contaminado de interior mina.

Del diseño original del sistema de ventilación principal solo se mantienen 2 ventiladores principales en la bocamina Yanapoma (180 000 cfm) y uno en la bocamina Sésamo (90 000 cfm).

Por otro lado, la reubicación de ventiladores e instalación de reguladores o tapones han logrado una mejora sustancial de la ventilación porque permiten la conducción de aire fresco a las áreas requeridas mediante estructuras de cierre construidos con bloquetas y puertas metálicas en las áreas críticas. Dichos tapones evitan los flujos recirculantes y en consecuencia un aumento en la eficiencia del sistema de ventilación.

Finalmente, en las áreas en donde las velocidades medidas con el anemómetro son casi 0 pies/min fueron consideradas de acceso restringido, siendo clausurados y señalizados con advertencias para prevenir accidentes por intoxicación por gases.

- **Trabajos Realizados en Ventilación de la Mina Huarón:**

Producto de la expansión de la mina, se han incrementado más labores y lógicamente más personal y equipos. Ante esto el requerimiento de aire requerido para brindar las condiciones ambientales tal como lo estipula el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera se ha

incrementado. Actualmente la cantidad de aire requerida en la mina es de 578825 cfm.

Para mejorar las condiciones ambientales de las zona profundas de la mina se planificó desarrollar raises borer hacia los niveles profundos, por lo cual se contrato los servicios de la empresa TUMI quienes desarrollaron a la fecha 9 raises borer estando el décimo en ejecución.

Actualmente los niveles 250 y 450 de la Zona Norte por el nivel de volumen de explotación cobran importancia ya que mueven cantidad de personal y equipos diesel en mayor intensidad que los otros niveles (Sur y Norte 600). Además las preparaciones en el nivel 180 y su ubicación topográfica hacen que a este nivel también se le de un tratamiento especial en cuanto a la ventilación.

Se han desarrollado 9 raises borer de las cuales 7 se ha centrado en la zona Norte, entre los niveles 180, 250 y 450. Los futuro raises borer también están proyectados a estas zonas.

El cuadro siguiente detalla los raise borer ejecutados:

CUADRO 7: CHIMENEAS RAISE BORER EJECUTADOS

RB	ZONA	METROS	UBICACIÓN	CONDICION
RB-1	SUR	410	Superficie - Nv.250	EJECUTADO
RB-2	NORTE	160	Nv.420 - Nv.250	EJECUTADO
RB-3	NORTE	145	Nv.375 - Nv.250	EJECUTADO
RB-4	NORTE	80	Nv.250 – Nv.180	EJECUTADO
RB-5	SUR	170	Nv.500 – Nv.320	EJECUTADO
RB-6	NORTE	90	Superficie – Nv.500	EJECUTADO
RB-7	NORTE	150	Superficie – Nv.450	EJECUTADO
RB-8	NORTE	200	Nv.450 – Nv.250	EJECUTADO
RB-9	NORTE	200	Nv.450 – Nv.250	EJECUTADO
RB-10	NORTE	180	Nv.500 – Nv.320	EJECUTADO
RB-11	NORTE	70	Nv.250 – Nv.180	EJECUTADO
RB-12	NORTE	90	Nv.280 – Nv.180	EN PROCESO

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE INGENIERÍA Y PLANEAMIENTO.

Cabe resaltar que mientras se desarrollaba la preparación en los diferentes niveles que comprende la mina se desarrollaron chimeneas convencionales, tal como se detalla en el cuadro siguiente.

CUADRO 8: CHIMENEAS CONVENCIONALES EJECUTADAS

LABOR	ZONA	METROS	UBICACIÓN	CONDICION
CH-861	NORTE	70	Nv.250 - Nv.180	EJECUTADO
CH-450	NORTE 500	50	Nv.500 - Nv.450	EJECUTADO

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE INGENIERÍA Y PLANEAMIENTO.

Paralelo a estos labores verticales, se ejecuto el Bp-885 en la zona Norte Nv-250 el cual comunicó a la antigua galería de drenaje Paul Nevejans; integrándose esta galería al circuito de ventilación.

De igual modo se viene ejecutando la Rampa 449 el cual comunicará al antiguo nivel 420 el cual permitirá integrar el aire proveniente de superficie por la zona de Trapiche al circuito principal de ventilación.

Asimismo, se ejecutó un programa de instalación de reguladores o tapones que logrará una mejora sustancial de la ventilación porque permitirá la conducción de aire fresco o viciado a las áreas requeridas, mediante estructuras de cierre construidos con bloquetas y puertas metálicas en las áreas críticas. De igual modo se han venido renovando ventiladores heredados de la gestión anterior, teniéndose como norma el uso de ventiladores de doble etapa que generen presiones estáticas mayores a 10” de agua.

Para los trabajos en gabinete se cuenta con el software de ventilación VinetPC 2003 para los trabajos de simulación del circuito integral de ventilación.

i. Drenaje

El drenaje del agua mina es conducido hacia el Túnel principal de drenaje, en este caso el Túnel Paul Nevejans el cual se ubica en el nivel 250 y cuya desembocadura se da a la altura del campamento de San José, en esta salida se cuenta con un dosificador de cal y pozas de decantación para el tratamiento de las aguas antes de su desembocadura al río San José.

- **Túnel de Drenaje:**

El túnel en el nivel 250, conocido también con el nombre de Túnel Paul Nevejans, fue construido entre abril de 1948 y 1954, como túnel de drenaje, sobre una distancia de 6450m hasta la progresiva del pique ‘A’, esta galería tiene una sección de 2,5 m x 2,5 m con una gradiente de 3,5/1000 y una cuneta de 1,2m x 1,0m.

En la actualidad la longitud del túnel llega a medir 8500 m atravesando la zona de Huarón y llegando hasta la mina Chungar. El caudal promedio de drenaje se estima en 600 l/s, por convenio celebrado el año 2,000 Huarón cede una descarga de aguas estimado en 100 l/s para la mina Chungar.

Este nivel ha sido sostenido desde la época de su excavación con cuadros de madera, y debido al deterioro que sufre la madera, ha requerido de constante mantenimiento.

A la fecha se cuenta con personal permanente dedicado a renovar los cuadros de madera dañados por cimbras, dada la importancia de esta labor como descarga principal de las aguas de mina.

j. Depósito de Desmonte:

El depósito de desmontes San Narciso se encuentra ubicado dentro de la concesión y propiedad de la Unidad Huarón, en la zona denominada “Santa Rita” del nivel 600; se encuentra colindante con el antiguo cementerio de Huarón. Los desmontes provienen de las operaciones de extracción de minerales desde interior mina.

La zona de San Narciso ha sido usada para la disposición de desmontes desde Abril del 2010, el volumen de desmontes que se acumulará en esta área será de 271000 m^3 con un equivalente de 731700 toneladas de desmonte, en un área de aproximadamente 19417.56 m^2.

La zona del depósito de desmontes San Narciso ha sido construida sobre un área que ha sido explotada y se encontraba disturbada, la cual será acondicionada a fin de poder controlar cualquier impacto negativo al medio ambiente.

La generación de desmonte en la Unidad Minera Huarón en un promedio diario es de 500 t.

El material desmonte que no tiene valor económico para la operación y que se origina en mina básicamente esta compuesto por las rocas las cuales se desarrollan en nuestras labores llámese By pass, cruceros, chimeneas, estas básicamente se agrupan en rocas sedimentarias e intrusivas.

Entre las rocas sedimentarias tenemos rocas de la Formación Casapalca entre estas tenemos areniscas rojas, margas verde grisáceo, conglomerados silicificados, niveles lutáceos, estos se ubican y se agrupan en los diferentes miembros de la formación Casapalca.

Entre las rocas intrusivas la litología esta compuesta básicamente de un monzogranito, de característica porfirítica con fenocristales de plagioclasa

presencia común de cuarzo, en algunas zonas se puede observar biotita y horblenda.

3.4.2 Detalle de Recursos usados en la Unidad Huarón:

a. Explosivos:

La cantidad de explosivos usado en el 2010 para una producción de 772.100 t de mineral y 13.350 m de avances (equivalente a 316.456 t de desmonte) se detallan a continuación en los siguientes cuadros.

Los factores establecidos para este cálculo es de 0.38 Kg/t para el caso de dinamita y de 0,73 kg/t para el ANFO.

CUADRO.9: CONSUMO DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS AÑO 2010

ACTIVIDAD	EXPLOSIVOS Y CONEXOS							
	DINAMITA		DINAMITA		EMULSIONES		FULMINANTE	
	CANTIDAD (Kg.)	DIMENSION Y POTENCIA	CANTIDAD (Kg.)	DIMENSION Y POTENCIA	CANTIDAD (Kg.)	DIMENSION Y POTENCIA	CORRIENTE (Pza.)	NO ELECTRICO (Pza.)
EXPLORAC. Y DESARROLLO	0	7/8"x7"x65%	72,554	1 1/2 X 12"	0	E 300 1 X 8"	0	79,770
PREPARACION	0	7/8"x7"x65%	46,516	1 1/2 X 12"	0	E 300 1 X 8"	0	51,142
TAJEO SUBTERRANEO	0	7/8"x7"x65%	290,511	2 1/2 X 12"	0	E 300 1 X 8"	0	319,401
PROFUNDIZACION	0	7/8"x7"x65%	0	1 1/2 X 12"	0	E 300 1 X 8"	0	0
TOTAL CONSUMO	0	7/8"x7"x65%	409,581	1 1/2 X 12"	0	E 300 1 X 8"	0	450,313

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MINA.

CUADRO 10: CONSUMO DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS AÑO 2010.

ACTIVIDAD	OTROS EXPLOSIVOS Y CONEXOS					
	CONECTOR (Pza)	PENTACORD (mts)	MECHA LENTA (mts.)	ANFO (Kg.)	MECHA RAPIDA (mts)	MECHA ARMADA Carmex (mts)
EXPLORAC. Y DESARROLLO	0	78,322	0	129,195	21,010	83,836
PREPARACION	0	50,214	0	82,830	13,470	53,749
TAJEO SUBTERRANEO	0	313,607	0	517,307	84,126	335,687
PROFUNDIZACION						
TOTAL CONSUMO	0	442,143	0	729,332	118,606	473,272

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MINA.

b. Materiales Varios

A continuación en el siguiente cuadro se detallan los principales ítems consumidos de Enero a Junio 2010:

CUADRO 11: MATERIALES, PRIMER SEMESTRE AÑO 2010.

Materiales	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio
Anillos de Fierro	48	18	12	35	22	28
Cimbra	5	1	6	2		
Manga	11	18	30	7	16	16
Rieles	7	11	6	2	8	4
Tela Arpillera	32	26	31	22	30	27
Tubería	12	12	10	12	6	9
TABLAS DE 3"X8"X13'			572			
DURMIENTE DE MADERA EUCALIPTO	25	50	8			10
ESCALERA DE EUCALIPTO DE 12 PELDAÑOS	131	142	160	158	90	49
REDONDO DE EUCALIPTO DE 6" X 2.5 MTS.	338	190	65			
REDONDO DE EUCALIPTO DE 8" X 2.5 MTS			20			
REDONDOS DE EUCALIPTO DE 4" X 10'	667	115	296	183	380	243
REDONDOS DE EUCALIPTO DE 5" X 10'	150	205	205	264	215	196
REDONDOS DE EUCALIPTO DE 6" X 10'	2859	2818	3067	2685	3469	3015
REDONDOS DE EUCALIPTO DE 8" X 10'	1210	1359	1874	1150	1508	725
TABLA DE EUCALIPTO DE 2" X8" X 10'	19904	17840	22275	17026	17075	14331
TABLAS DE 4*"X8"X10'			666			

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MINA.

c. Maquinarias, Equipos y Herramientas:

Las maquinarias empleadas para la operación actual, son las siguientes:

CUADRO 12: MAQUINARIAS Y EQUIPOS UTILIZADOS

EQUIPO	CANTIDAD	DESCRIPCION
Máquinas Perforadoras	53	Jackleg marca SECO modelo S250
	5	Jackleg marca TOYO modelo 280LD
	1	Jumbo marca ATLAS COPCO modelo H-104
	2	Jumbos marca SANDVIK modelo DD310-26
	1	Jumbo marca RESEMIN modelo DH
Máquinas Compresoras	6	ATLAS COPCO modelo GA-315
	1	ATLAS COPCO modelo ER-8
Grupo Electrógeno	4	Cummins modelo DFHA
Carros mineros	11	capacidad de 80 pies cúbicos
	17	capacidad de 120 pies cúbicos
	20	capacidad de 35 pies cúbicos
Winche de arrastre	29	modelos B2F211, A2F211 y FF211.
Volquete	1	marca VOLVO
Camionetas 4 x 4	17	Runner, Hilux 4 x 4

.FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MINA.

CUADRO 13:FLOTA DE SCOOPTRAMP DE UNIDAD HUARÓN

Codigo		Equipo	Modelo	Marca	CAPACIDAD
U. HUARON					
SCOOP					
	LHD-13	Scoop Diesel	EJC-65D	TAMROCK	1,5 Yd3
	LHD-14	Scoop Diesel	EJC-65D	TAMROCK	1,5 Yd3
	LHD-15	Scoop Diesel	EJC-65D	TAMROCK	1,5 Yd3
	LHD-20	Scoop Diesel	EJC-65D	TAMROCK	1,5 Yd3
	LHD-21	Scoop Diesel	TORO 151D	TAMROCK	2,0 Yd3
	LHD-22	Scoop Diesel	EJC-65D	TAMROCK	1,5 Yd3
	LHD-23	Scoop Diesel	ST-710	WAGNER	4,2 Yd3
	LHD-24	Scoop Diesel	LH-307	SANDVIK	3,9 Yd3
	LHD-25	Scoop Diesel	LH-307	SANDVIK	3,9 Yd3
	LHD-26	Scoop Diesel	LH-203	SANDVIK	2,0 Yd3
	LHD-27	Scoop Diesel	LH-203	SANDVIK	2,0 Yd3
	LHD-02	Scoop Eléctrico	EJC-61E	TAMROCK	1,5 Yd3
	LHD-18	Scoop Eléctrico	100-E	TAMROCK	0,7 Yd3
	LHD-19	Scoop Eléctrico	100-E	TAMROCK	0,7 Yd3

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MINA.

El detalle de equipos de las empresas especializadas se muestran en el siguiente cuadro:

CUADRO 14: FLOTA DE SCOOPTRAMPS DE LAS EMPRESAS ESPECIALIZADAS.

EE IESA					
SCOOP					
	HSC-15	Scoop Diesel	ST-2D	WAGNER	2.5 Yd3
	HSC-18	Scoop Eléctrico	EHST-1A	WAGNER	1.0 Yd3
	HSC-19	Scoop Eléctrico	EHST-1A	WAGNER	1.0 Yd3
	HSC-34	Scoop Diesel	EJC-120	TAMROCK	3.5 Yd3
	HSC-36	Scoop Diesel	ST-2G	WAGNER	2.5 Yd3
	HSC-55	Scoop Diesel	ST-710	ATLAS COPCO	4.2 Yd3
JUMBO					
	DPJ-021	Jumbo Quasar	DD 210	SANDVIK	
EE TUNELEROS					
SCOOP					
	N1	Scoop Diesel	STD	WAGNER	3.5 Yd3
	N7	Scoop Diesel	STD-710	ATLAS COPCO	3.5 Yd3
	N10	Scoop Diesel	STD-710	ATLAS COPCO	3.5 Yd3
JUMBO					
	JH-4	Jumbo	BOOMER 281	ATLAS COPCO	
	JH-3	Jumbo	BOOMER 282	ATLAS COPCO	
EE TOPACIO					
SCOOP	N1	Scoop Diesel	ACY-2H	SINOME	2.6 Yd3
JUMBO					
	N1	Jumbo	HAMMER	KLEFF	
EE BGM					
SCOOP	N1	Scoop Diesel	ACY-2H		2.7 Yd3

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MINA.

Las herramientas empleadas en el 2010 (A Junio de mismo año):

CUADRO 15: RELACIÓN DE HERRAMIENTAS

	Mes						
Nombre artículo	**Enero**	**Febrero**	**Marzo**	**Abril**	**Mayo**	**Junio**	**Total general**
BARRETILLA DE ALUMINIO DE 1"X10' PUNTA TIPO LAPIZ				6			6
BARRETILLA DE ALUMINIO DE 1"X12' PUNTA TIPO LAPIZ				6			6
BARRETILLA DE ALUMINIO DE 1"X14' PUNTA ANG. UÑA				6			6
BARRETILLA DE ALUMINIO DE 1"X14' PUNTA TIPO LAPIZ				6			6
BARRETILLA DE ALUMINIO DE 1"X8? PUNTA TIPO LAPIZ				8			8
BARRETILLA DE ALUMINO DE 1"X10' PUNTA ANG. UÑA				6			6
BARRETILLA DE ALUMINO DE 1"X12' PUNTA ANG. UÑA				6			6
BARRETILLA DE ALUMINO DE 1"X6' PUNTA TIPO LAPIZ				8			8
CARRETILLA BUGGI CON RUEDA DE JEBE 4P3.			1	1	1	1	4
COMBA DE ACERO DE 12 LBS. C/MANGO DE MADERA		1				2	3
COMBA DE ACERO DE 18 LBS. C/MANGO DE MADERA		2	1	2	3		8
COMBA DE ACERO DE 6 LBS. C/MANGO DE MADERA		4	15	6	9	11	12	57
COMBA DE ACERO DE 8 LBS. C/MANGO DE MADERA		1		1			2
CORVINA DE 36"			2	4	5	4	2	17
LAMPA MINERA MARCA " HUACO"		2	14	12	26	8		62
LLAVE FRANCESA DE 12"			4			4	3	11
LLAVE FRANCESA DE 15" - MCA. STANLEY.						3		3
LLAVE MIXTA DE 1-1/8"						1		1
LLAVE MIXTA DE 15/16"					1	4		5
LLAVE MIXTA DE 3/4"						5		5
LLAVE MIXTA DE 7/8"						3		3
LLAVE STILSON DE 14", RIDGID			2			2		4
LLAVE STILSON DE 18", RIDGID		3	1			1	1	6
PICO DE ACERO DE PUNTA Y PALA		1	10	9	11	5	11	47
Total general		**14**	**50**	**87**	**56**	**52**	**31**	**290**

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MINA.

Los equipos de protección personal por consumo mensual en promedio son los siguientes:

CUADRO 16:.CONSUMO MENSUAL EQUIPO DE PROTECCIÓN PERSONAL

Equipos y/o Maquinas	Cantidad
Cascos Mineros	30
Correa de seguridad	100
Respiradores de polvo	62
Botas de jebe con punta de acero	106
Tapones de oído	400
Guantes de cuero reforzado	300
Mamelucos dril	195
Arneses de seguridad	30
Lentes de seguridad	280
Barbiquejos	120
Zapato de seguridad	48

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MINA.

En cuanto al **Recurso Humano** (Fuerza Laboral) de la unidad minera se tiene:

CUADRO 17: TRABAJADORES POR GRUPO OCUPACIONAL / AREA

Grupo Ocupacional	Área	Total general
Empleados	Administración	57
	Geología	11
	Mantenimiento	83
	Mina	72
	Planeamiento	28
	Planta	45
	Proyectos	9
	Seguridad	18
Total Empleados		323
Funcionarios	Administración	2
	Geología	1
	Mantenimiento	1
	Mina	3
	Planeamiento	1
	Planta	1
	Proyectos	1
	Seguridad	1
Total Funcionarios		11
Obreros	Administración	1
	Geología	23
	Mantenimiento	3
	Mina	515
	Planta	18
	Seguridad	2
Total Obreros		562
Total general		896

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MINA.

CAPITULO 4: IMPLEMENTACION DE TALADROS LARGOS EN VETAS ALIANZA Y LLACSACOCHA.

4.1 MARCO GEOMECÁNICO:

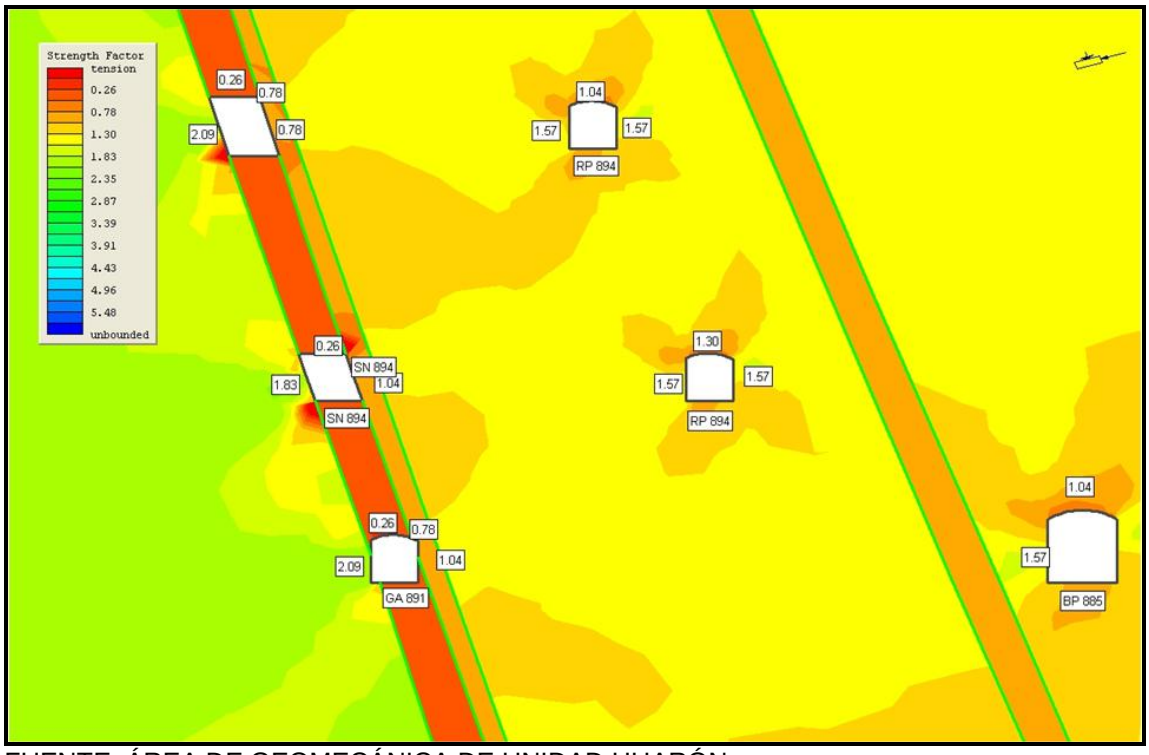
Luego de un análisis efectuado de las operaciones mineras, se llegó a la conclusión que la implementación de Taladros Largo se llevaría a cabo en las Vetas Alianza y Llacsacocha, para lo cual se realizó la Evaluación Geomecánica que se expone a continuación.

4.1.1 Evaluación Geomecánica Phases 2.0 para la Aplicación del Método de Taladros Largos en Vetas Alianza y Llacsacocha:

La Veta Alianza tiene un RMR de 45 en caja piso, 42 de RMR en caja techo y 35 de RMR en la veta, tiene una potencia de 2.6 m en promedio, 72º de buzamiento, no presenta agua y esta distante unos 120 m del minado en los niveles superiores.

En la Veta Alianza se ha realizado el análisis nivel a nivel tal como se muestra:

GRÁFICO 4: TAJO 894 DE VETA ALIANZA ANTES DEL DISPARO DEL PRIMER BANCO.



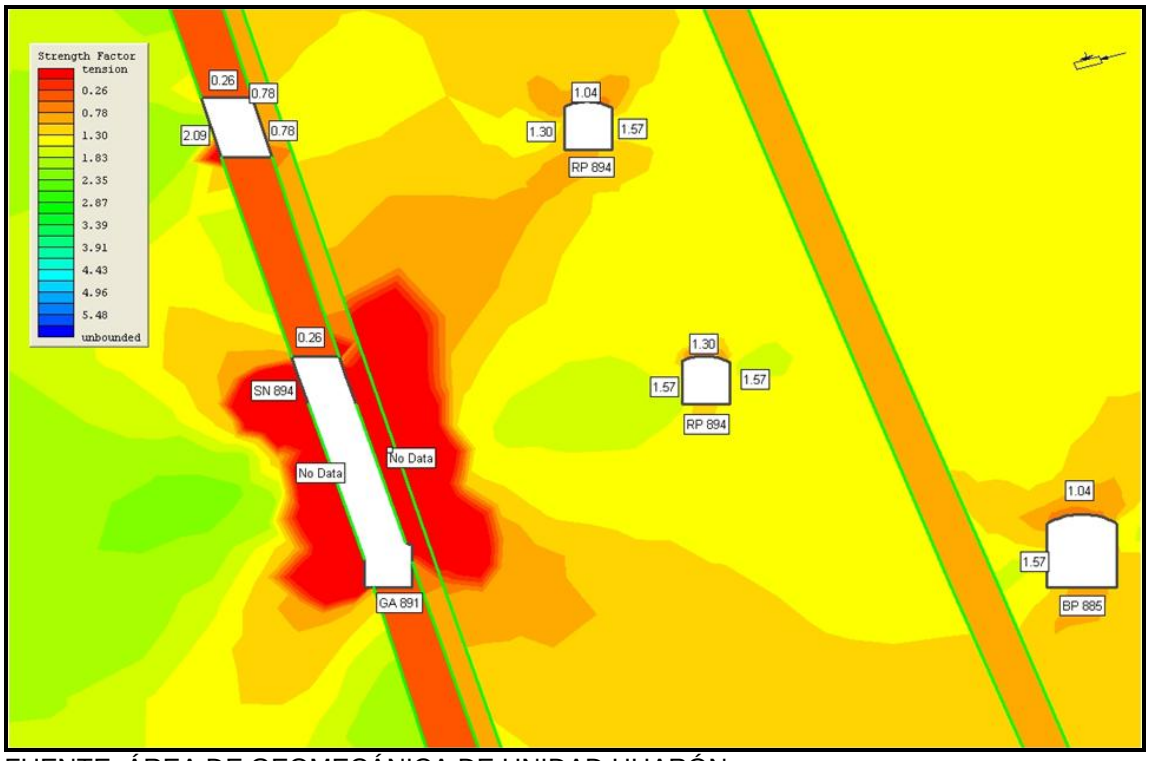
FUENTE: ÁREA DE GEOMECÁNICA DE UNIDAD HUARÓN.

<u>Análisis:</u>

- Se aprecia el valor de 0.26 del Factor de Seguridad en la corona de los subniveles indica que la corona de los mismos debe ser sostenida con shotcrete de 4” y pernos helicoidales de 8’.

- El sostenimiento debe ser ejecutado antes de realizar la perforación de los taladros largos.

GRÁFICO.5: TAJO 894 DE VETA ALIANZA DESPUÉS DEL DISPARO DEL PRIMER BANCO.

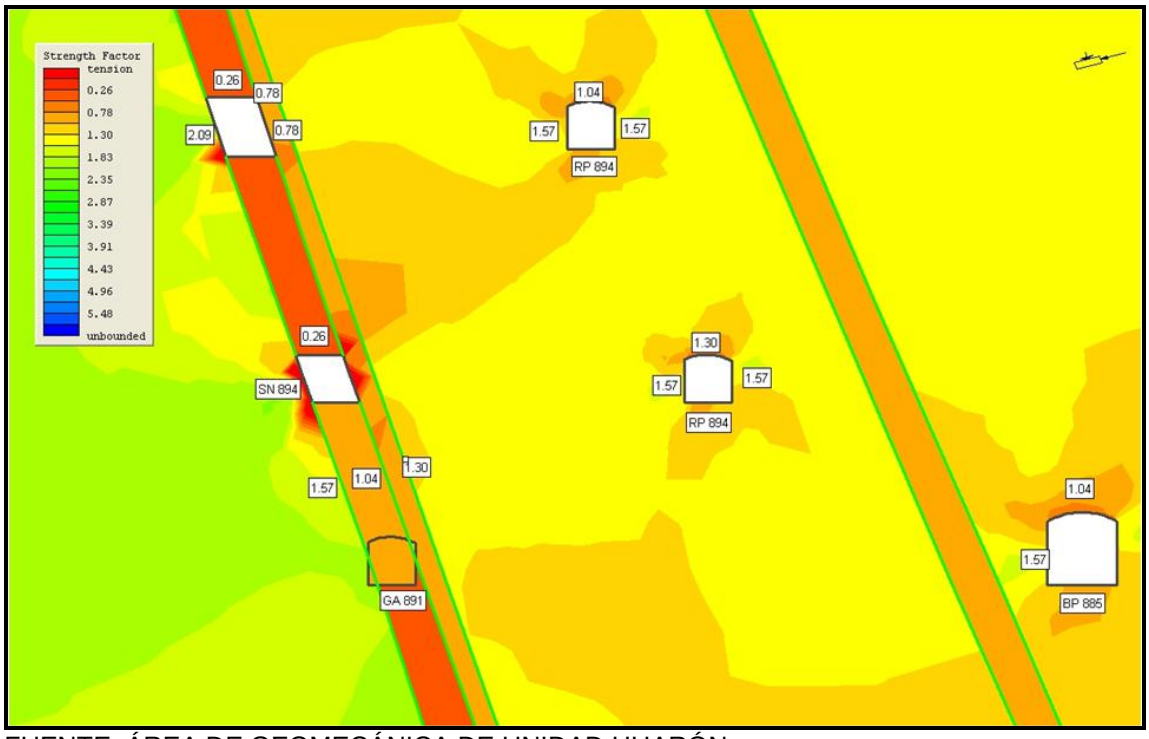


FUENTE: ÁREA DE GEOMECÁNICA DE UNIDAD HUARÓN.

Análisis:

- El gráfico nos muestra la inestabilidad de las caja techo y piso del tajo lo cual puede generar posible desprendimiento de las mismas.
- El valor del tiempo de autosoporte recomendado por el Área de Geomecánica de la unidad es de 5 días debido a las condiciones del área vacía.
- La recomendación para esta área es rellenar con material detrítico proveniente de la preparación de la rampa que se viene ejecutando en forma paralela al proyecto.

GRÁFICO.6: TAJO 894 DE VETA ALIANZA LUEGO DEL RELLENO DETRÍTICO DEL PRIMER BANCO.



FUENTE: ÁREA DE GEOMECÁNICA DE UNIDAD HUARÓN.

Análisis:

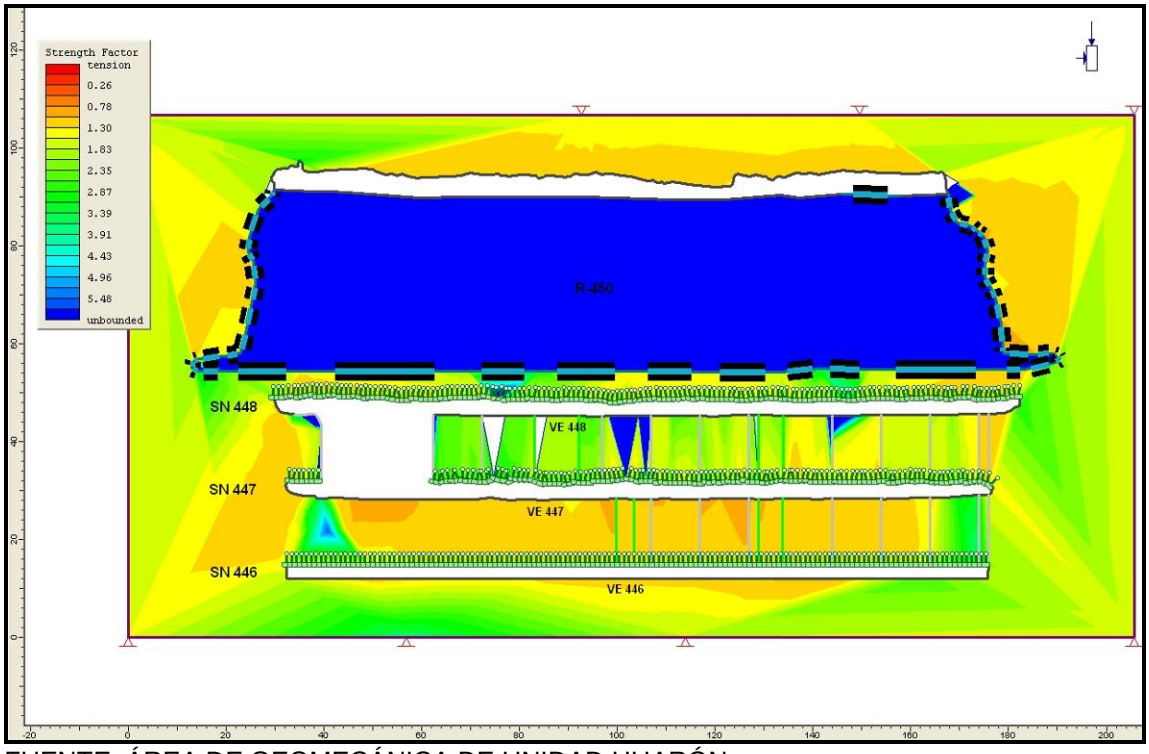
- Luego del relleno detrítico se obtiene la estabilidad de las cajas del tajo reportándose en el grafico un factor de seguridad seguro.

- El relleno detrítico se va ejecutando conforme se avanza el minado del tajo, obteniéndose un factor de seguridad con valores de 1.30 y 1.57, lo cual permite reducir la dilución por desprendimiento de cajas y asegura la estabilidad de las mismas para el minado posterior de los paneles de los bancos superiores.

La Veta Llacsacocha tiene un RMR de 62 en caja piso, 58 de RMR en caja techo y 45 de RMR en la veta, tiene una potencia de 2.5 m en promedio, 85º de buzamiento, presenta gotera de agua debido al minado en los niveles superiores que distan 80 m aproximadamente del tajo de taladros largos.

En la Veta Llacsacocha se ha realizado el análisis nivel a nivel tal como se muestra:

GRÁFICO 7: TAJO 448 DE VETA LLACSACOCHA (SIMULACION LUEGO DEL MINADO DEL PANEL N°.1).



FUENTE: ÁREA DE GEOMECÁNICA DE UNIDAD HUARÓN.

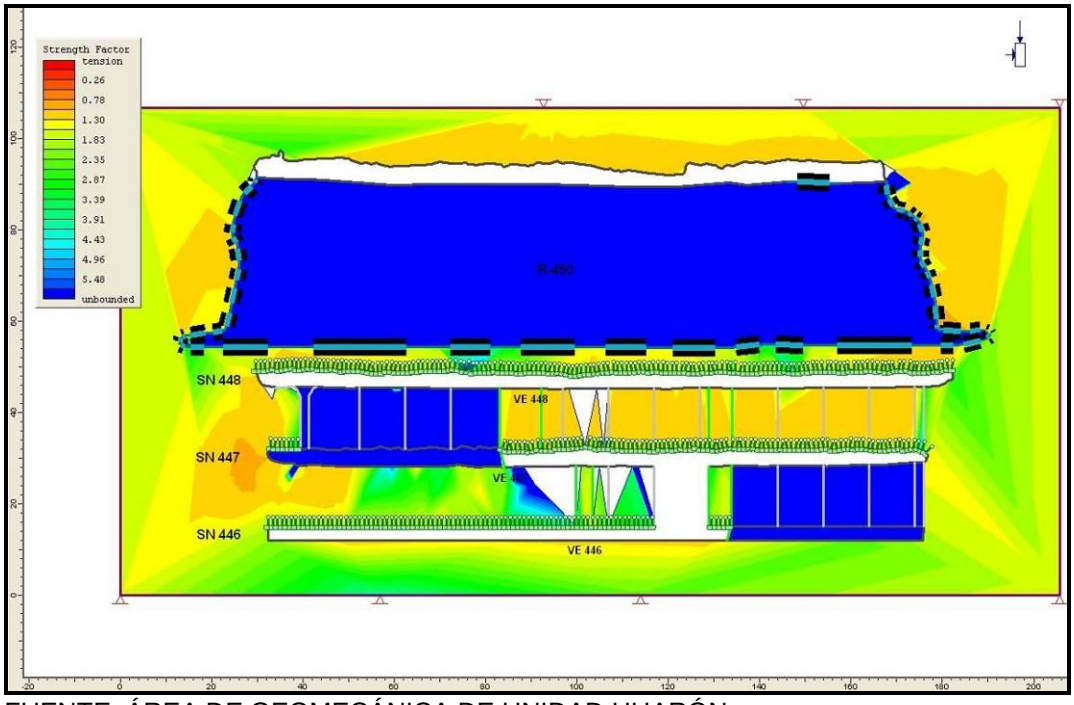
Análisis:

- El panel número 1 presenta un factor de seguridad mayor a 1 debido a que su tiempo de autosoporte es más de 15 días por tener las cajas competentes.

- Los subniveles de perforación requieren ser sostenidos con pernos de fricción de 8 pies en forma sistematica a 1.5 m x 1.5 m antes de realizar la perforación de los taladros largos.

- El valor del tiempo de autosoporte recomendado por el Área de Geomecánica de la unidad es de 15 días.

GRÁFICO.8: TAJO 448 DE VETA LLACSACOCHA (SIMULACION LUEGO DEL MINADO DEL PANEL No.3).

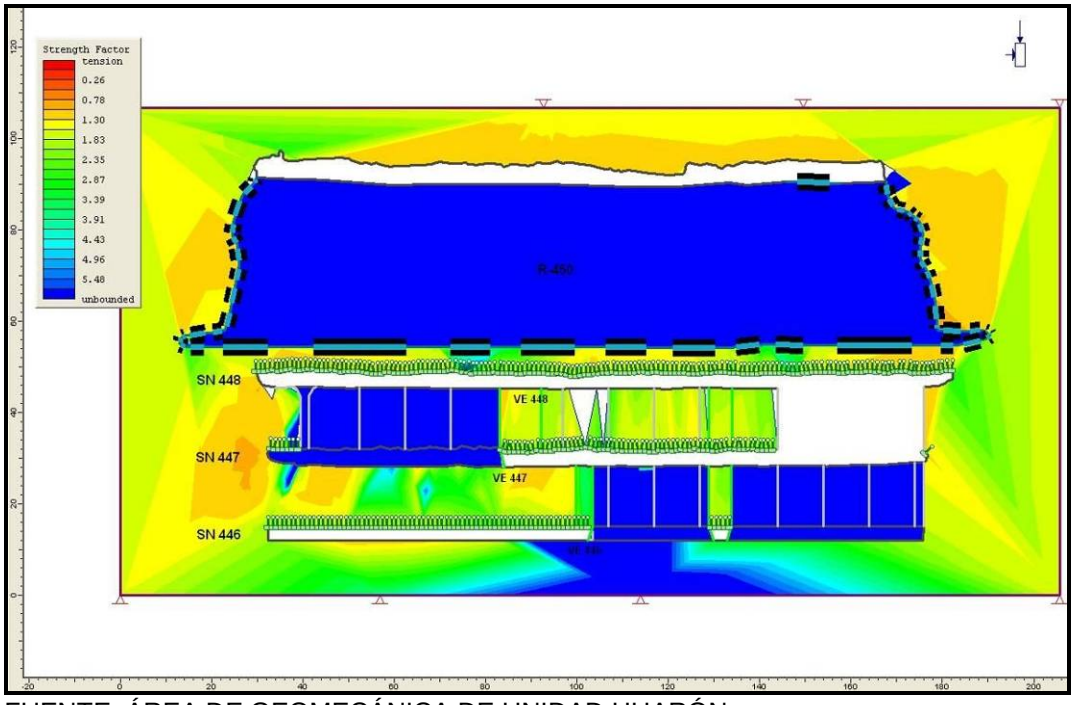


FUENTE: ÁREA DE GEOMECÁNICA DE UNIDAD HUARÓN.

Análisis:

- El minado del panel número 3 no tiene problema alguno mientras se haya rellenado el panel número 1 y 2.
- De igual forma los subniveles de perforación requieren ser sostenidos con pernos de fricción de 8 pies en forma sistemática a 1.5 m x 1.5 m antes de realizar la perforación de los taladros largos.
- La simulación se ha ejecutado considerando el relleno con material detrítico.

GRÁFICO 9: TAJO 448 DE VETA LLACSACOCHA (SIMULACION LUEGO DEL MINADO DEL PANEL No.4).

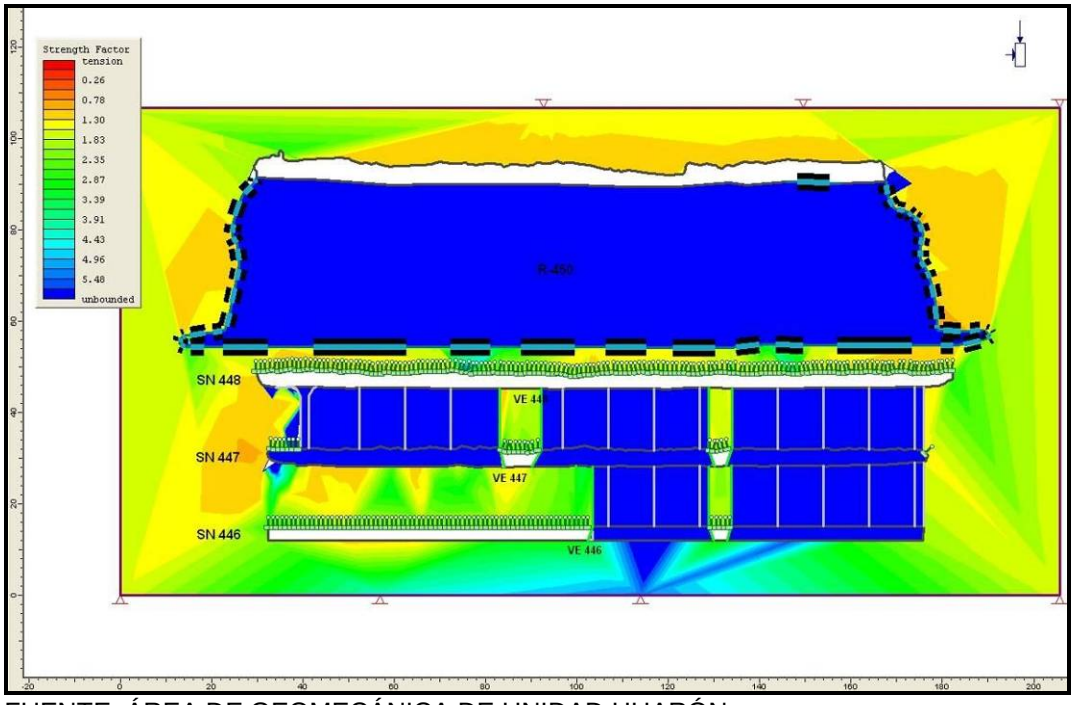


FUENTE: ÁREA DE GEOMECÁNICA DE UNIDAD HUARÓN.

Análisis:

- El minado del panel número 4 no tiene problema alguno mientras se haya rellenado el panel número 1, 2 y 3.
- El proceso también requiere que los subniveles de perforación requieren ser sostenidos con pernos de fricción de 8 pies en forma sistematica a 1.5 m x 1.5 m antes de realizar la perforación de los taladros largos.
- La simulación se ha ejecutado considerando el relleno con material detrítico.

GRÁFICO 10: TAJO 448 DE VETA LLACSACOCHA (SIMULACION LUEGO DEL MINADO DEL PANEL No.5).



FUENTE: ÁREA DE GEOMECÁNICA DE UNIDAD HUARÓN.

<u>Análisis:</u>

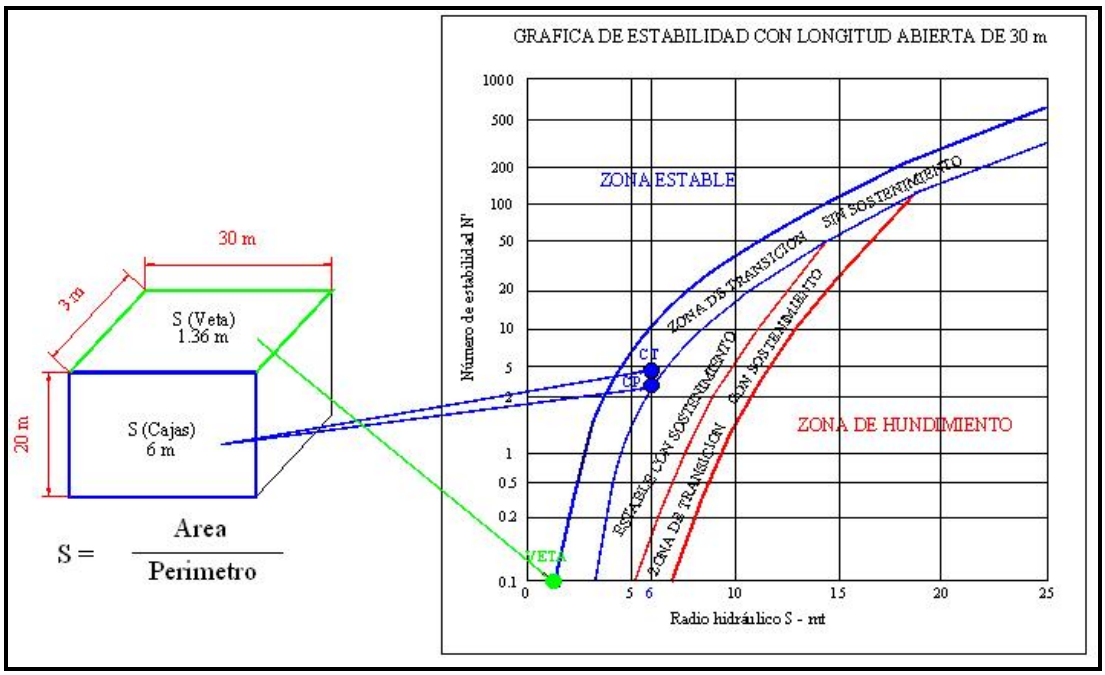
- El minado del panel número 5 no presenta problema alguno, ya se ha rellenado previamente los paneles 1, 2, 3 y 4.

- Se considera el relleno con material detrítico.

4.1.2 Evaluación Geomecánica

Se ha utilizado el Método Gráfico de Estabilidad para la Aplicación del Método de Taladros Largos en Vetas Alianza y Llacsacocha.

En la Veta Alianza se obtuvieron los siguientes resultados:



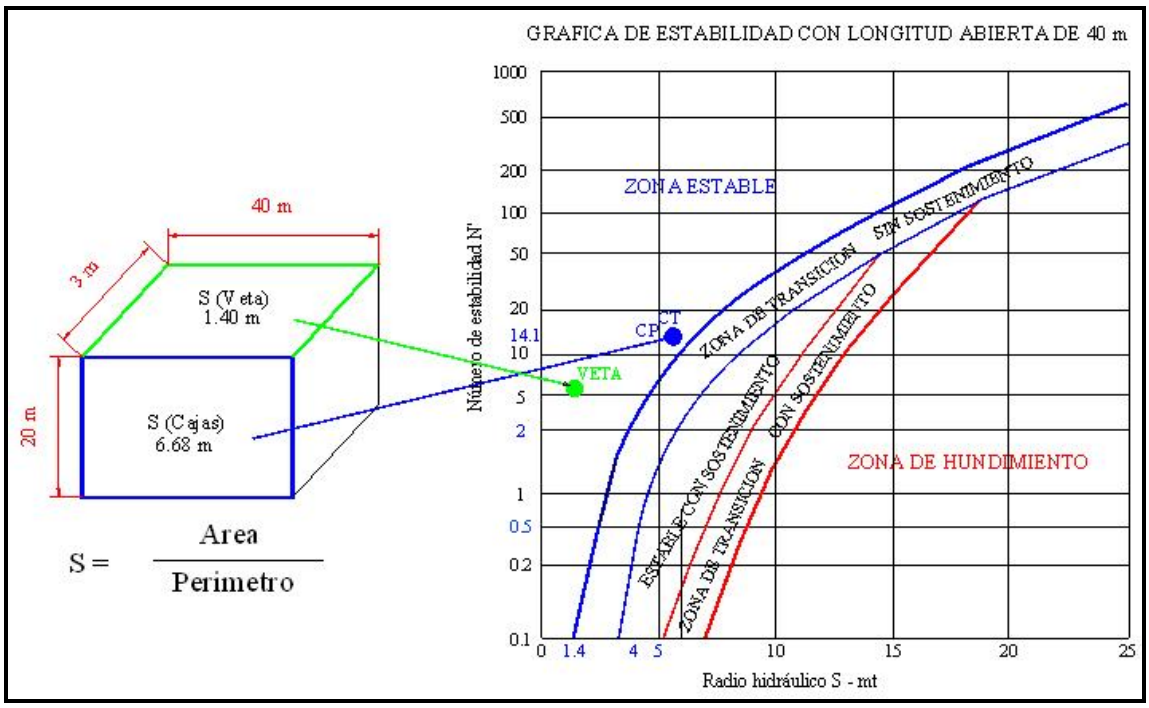
Donde los valores de N y S son los siguientes:

UBICACIÓN	N'
CAJA TECHO	4.56
VETA	0.10
CAJA PISO	2.36

UBICACIÓN	S
CAJA TECHO	6.00
VETA	1.36
CAJA PISO	6.00

Por lo tanto, el tiempo de abertura de la excavación para una labor de 15 m de explotación horizontal es de 5 días, después se debe de entrar en proceso de relleno.

En la Veta Llacsacocha se obtuvieron los siguientes resultados:



Donde los valores de N y S son los siguientes:

UBICACIÓN	N'
CAJA TECHO	14.17
VETA	6.05
CAJA PISO	14.23

UBICACIÓN	S
CAJA TECHO	6.68
VETA	1.40
CAJA PISO	6.68

Por lo tanto, el tiempo de abertura de la excavación para una labor de 40 m. es 15 días sin relleno.

Finalmente, haciendo uso de ambos métodos de análisis nos confirma que el minado se debe realizar siguiendo las recomendaciones

planteadas en cada caso, y se concluye que este margen entre los tiempos de rotura, limpieza de mineral y relleno de los espacios vacios generados será establecido a la luz de la experiencia que se obtenga como producto del progreso del avance de minado de los tajos.

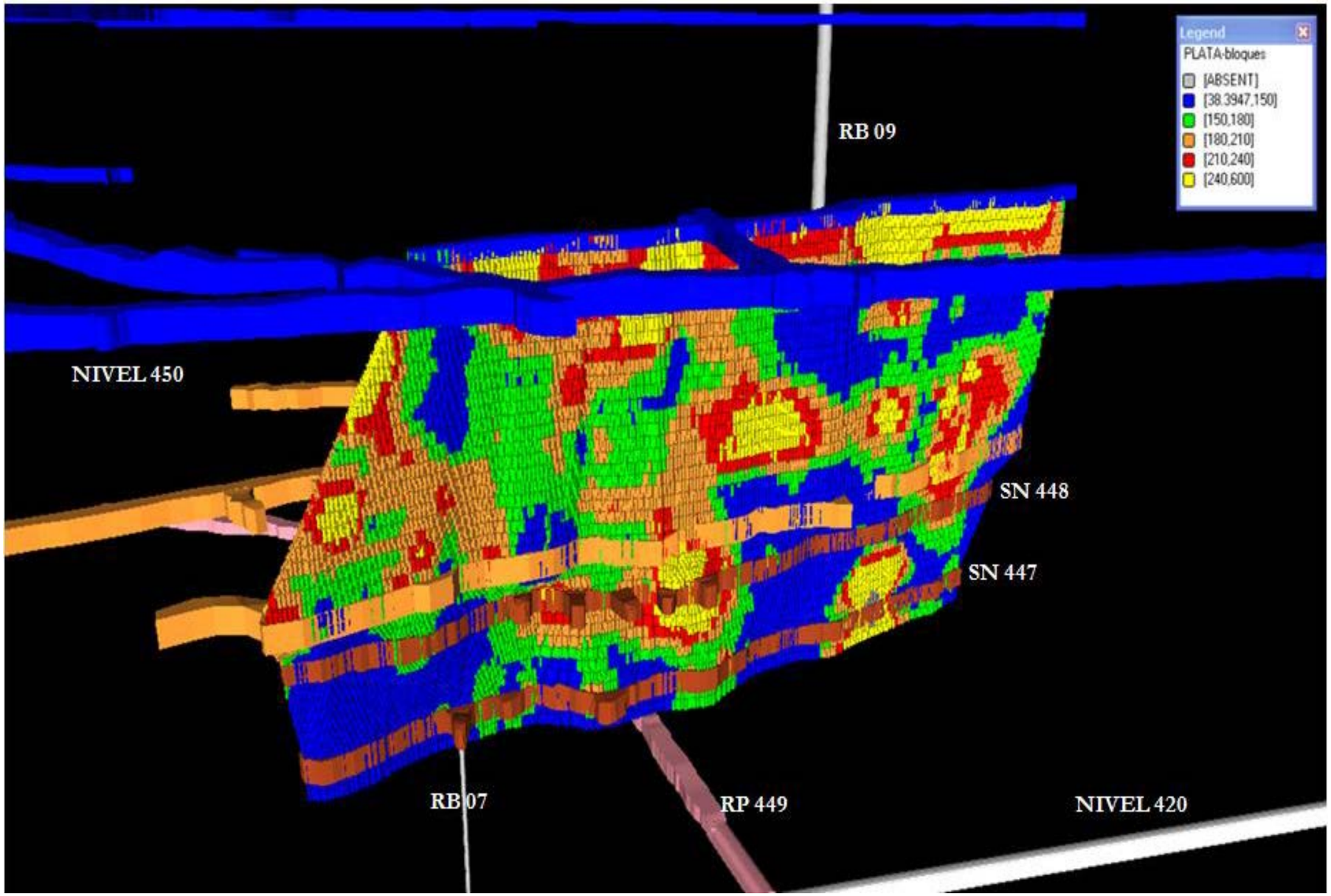
4.2 MINADO POR SUBLEVEL STOPING:

4.2.1 Secuencia de Minado por paneles en ambas vetas:

En virtud del riguroso análisis ejecutado en el ámbito Geomecánico la secuencia de minado que se viene ejecutando es de la siguiente manera:

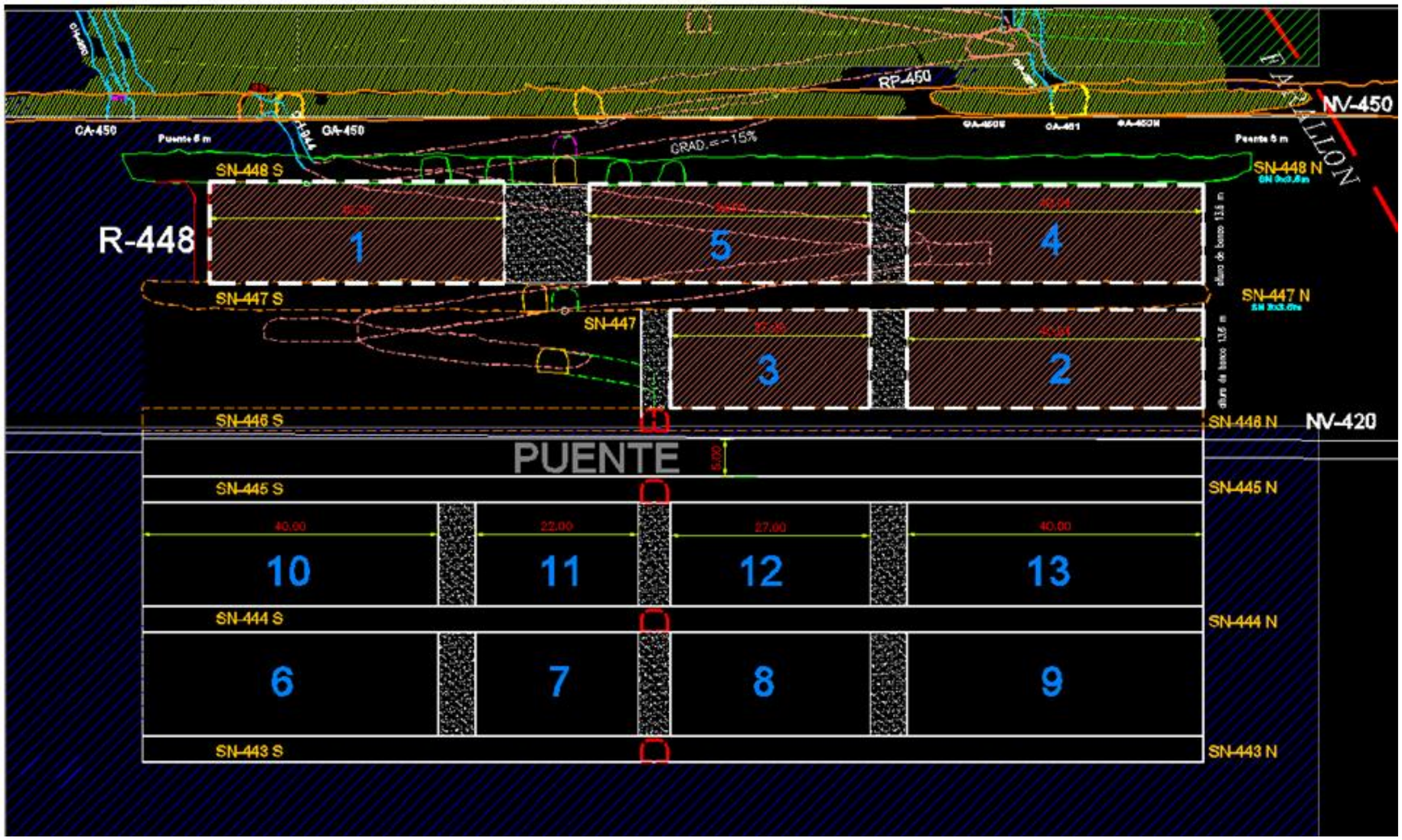
Para Veta Llacsacocha y Alianza se tienen respectivamente la secuencia determinada.

GRÁFICO 11: PERFIL LONGITUDINAL ISOVALORICO DE LEYES DE PLATA DE VETA LLACSACOCHA.



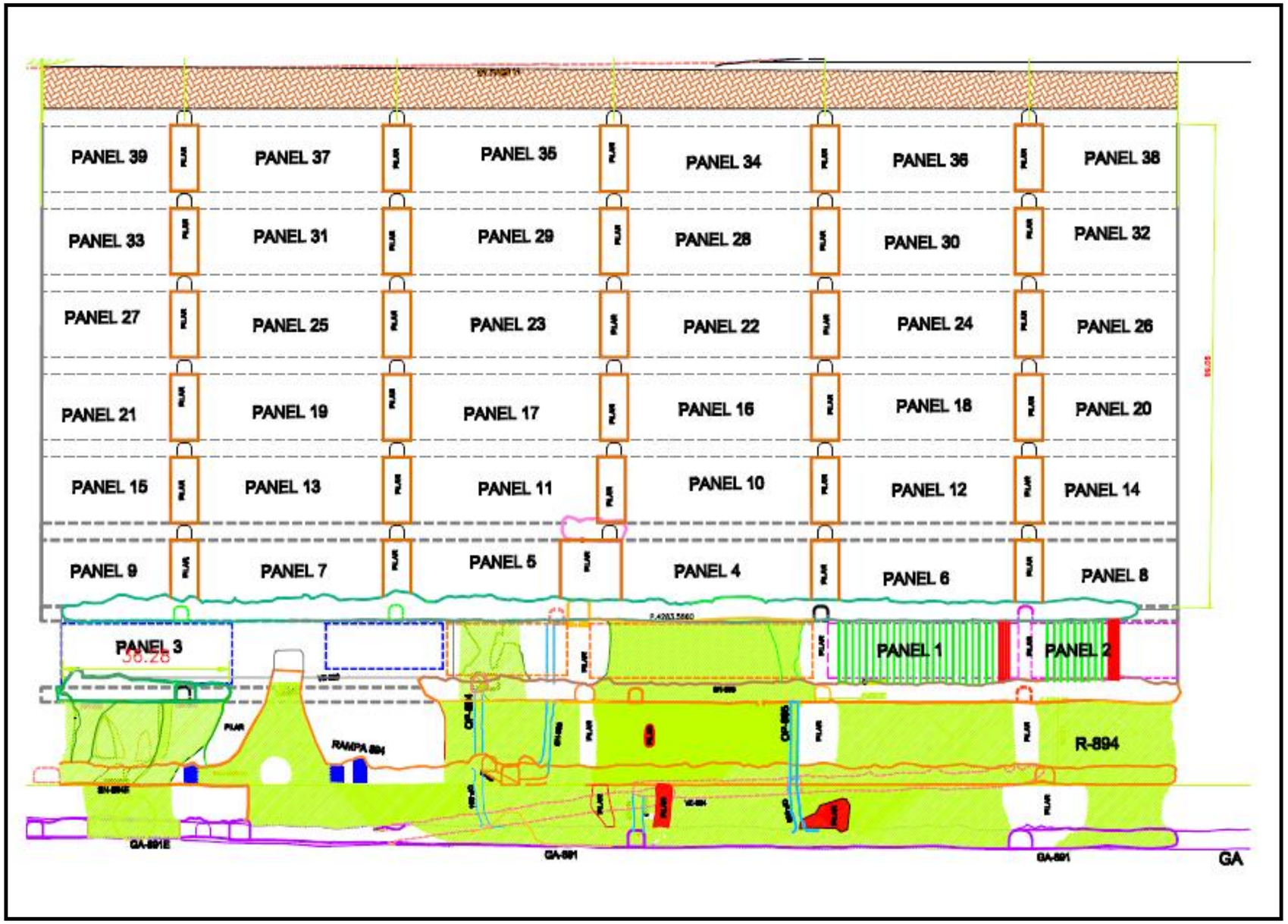
FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE GEOLOGIA DE MINA HUARÓN.

GRÁFICO 12: SECUENCIA DE MINADO DEL TAJO 448 DE VETA LLACSACOCHA.



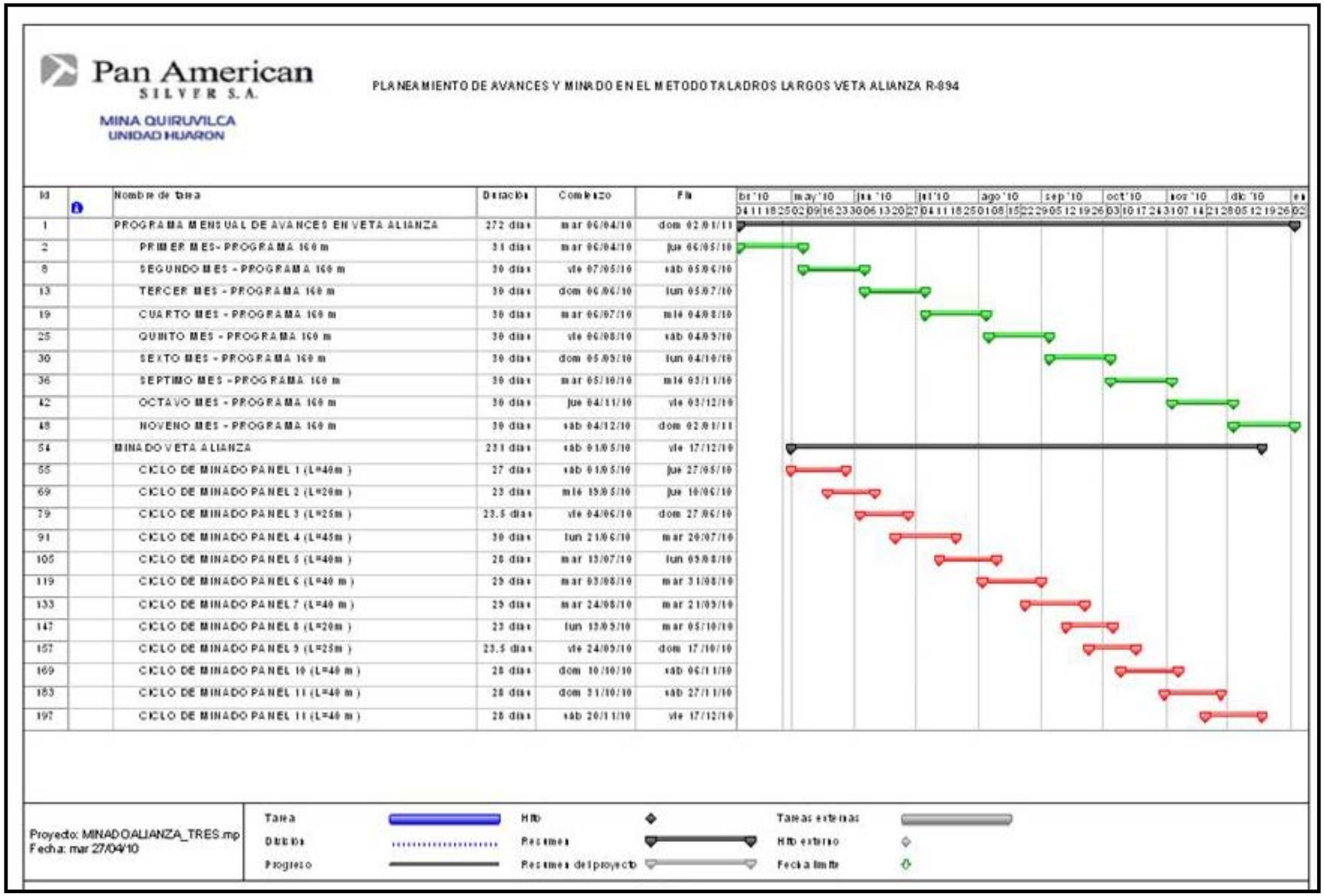
FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE PLANEAMIENTO E INGENIERÍA DE MINA HUARÓN.

GRÁFICO 13: SECUENCIA DE MINADO DEL TAJO 894 DE VETA ALIANZA.



FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE PLANEAMIENTO E INGENIERÍA DE MINA HUARÓN.

GRÁFICO 14: PROGRAMACION DE MINADO DEL TAJO 894 DE VETA ALIANZA.



Id		Nombre de tarea	Duración	Comienzo	Fin
1		PROGRAMA MENSUAL DE AVANCES EN VETA ALIANZA	272 días	mar 06/04/10	dom 02/01/11
2		PRIMER MES- PROGRAMA 160 m	31 días	mar 06/04/10	jue 06/05/10
8		SEGUNDO MES - PROGRAMA 160 m	30 días	vie 07/05/10	sáb 05/06/10
13		TERCER MES - PROGRAMA 160 m	30 días	dom 06/06/10	lun 05/07/10
19		CUARTO MES - PROGRAMA 160 m	30 días	mar 06/07/10	mié 04/08/10
25		QUINTO MES - PROGRAMA 160 m	30 días	vie 06/08/10	sáb 04/09/10
30		SEXTO MES - PROGRAMA 160 m	30 días	dom 05/09/10	lun 04/10/10
36		SEPTIMO MES - PROGRAMA 160 m	30 días	mar 05/10/10	mié 03/11/10
42		OCTAVO MES - PROGRAMA 160 m	30 días	jue 04/11/10	vie 03/12/10
48		NOVENO MES - PROGRAMA 160 m	30 días	sáb 04/12/10	dom 02/01/11
54		MINADO VETA ALIANZA	231 días	sáb 01/05/10	vie 17/12/10
55		CICLO DE MINADO PANEL 1 (L=40m)	27 días	sáb 01/05/10	jue 27/05/10
69		CICLO DE MINADO PANEL 2 (L=20m)	23 días	mié 19/05/10	jue 10/06/10
79		CICLO DE MINADO PANEL 3 (L=25m)	23.5 días	vie 04/06/10	dom 27/06/10
91		CICLO DE MINADO PANEL 4 (L=45m)	30 días	lun 21/06/10	mar 20/07/10
105		CICLO DE MINADO PANEL 5 (L=40m)	28 días	mar 13/07/10	lun 09/08/10
119		CICLO DE MINADO PANEL 6 (L=40 m)	29 días	mar 03/08/10	mar 31/08/10
133		CICLO DE MINADO PANEL 7 (L=40 m)	29 días	mar 24/08/10	mar 21/09/10
147		CICLO DE MINADO PANEL 8 (L=20m)	23 días	lun 13/09/10	mar 05/10/10
157		CICLO DE MINADO PANEL 9 (L=25m)	23.5 días	vie 24/09/10	dom 17/10/10
169		CICLO DE MINADO PANEL 10 (L=40 m)	28 días	dom 10/10/10	sáb 06/11/10
183		CICLO DE MINADO PANEL 11 (L=40 m)	28 días	dom 31/10/10	sáb 27/11/10
197		CICLO DE MINADO PANEL 11 (L=40 m)	28 días	sáb 20/11/10	vie 17/12/10

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MINA DE MINA HUARÓN.

4.2.2 Costo de Minado de los Tajos R-894 (Veta Alianza) y Tajo R-448 (Veta Llacsacocha):

A) Estructura de Costo de Mineral de Cabeza Tajo R-894: En la Veta Alianza los costos viene estructurados de la siguiente manera precisando que los avances constituyen el 63 % del costo total tajo.

CUADRO 18: ESTRUCTURA DE COSTOS TAJO R-894

R-894 TALADROS LARGOS			
Avances		15.710	US$/ tn.
Perforación		2.533	US$/ tn.
Voladura		1.322	US$/ tn.
Limpieza		1.713	US$/ tn.
Relleno		0.519	US$/ tn.
Transporte		2.000	US$/ tn.
Supervisión		1.148	US$/ tn.
COSTO R-894 TALADROS LARGOS		24.944	US$/ tn.

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MINA DE UNIDAD HUARÓN.

Detalle:

a) **Avances:** Los cuales son ejecutados por la Empresa Especializada IESA en dicha zona tal como se detalla.

CUADRO 19: ESTRUCTURA DE COSTOS DE AVANCES. TAJO R-894

Factor de carga	28	Kg/ metro.			
Metros avances	1954	metros.			
kilogramos explosivos	54704	kg.			
Total costo explosivos y accesorios	85090	US$.			
Total costo avances	925773	US$.			
Total producción	64347	tn.			
EXPLOSIVOS HISTÓRICO	PESO	PU	COSTO		
	(Kg) (Und.)	(US$/Und.)	(US$)		
Dinamita	9969	2.05	20,437.16	0.318	US$/ tn.
Emulsión	3476	1.95	6,779.16	0.105	US$/ tn.
Anfo	41411	0.63	26,089.02	0.405	US$/ tn.
Fanel	27300	1.10	30,030.00	0.467	US$/ tn.
Pentacord	11700	0.15	1,755.00	0.027	US$/ tn.
Costo explosivos y accesorios			85,090.34	1.322	US$/ tn.
Sostenimiento tajos			8,122.43	0.126	US$/ tn.
Sostenimiento avances			383,286.13	5.957	US$/ tn.
Servicios tajos			9,005.13	0.140	US$/ tn.
Avances			525,359.43	8.165	US$/ tn.
COSTO AVANCES			1,010,863	15.710	US$/ tn.

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MINA DE UNIDAD HUARÓN.

b) Perforación: La mayor incidencia radica en el costo del jumbo y el varillaje de uso del mismo.

PRODUCCIÓN MENSUAL	4000	tn.
Equipo Perforación	Jumbo Mini Raptor HD.	
Longitud del tajo	240	metros.
Ancho de minado	2.6	metros.
Burden	1.5	metros.
Espaciamiento	0.9	metros.
Altura de corte	13.50	metros.
Horas trabajadas por guardia	7.00	hrs./ guard.
Velocidad de perforación	12.00	metros/ hra.
Nº taladros por corte	489	und.
Toneladas por taladro	57	tn/ tal.
Toneladas por corte	27799	tn.
Taladros perforados por hora	0.89	tal/ hra.
Horas efectivas de perforación	551	hrs.
Utilizacion del equipo	25	%
Horas total dedicadas a perforación	2202	hrs.
Guardias de perforación	315	guardias.
Metros perforados por corte	6607	metros.
Costo perforación por corte	30805	US$.
Metros perforados por tonelada	0.238	metros/ tn.
Costo operativo del jumbo RAPTOR	55.95	US$/ hora.
Costo operativo del jumbo BOOMER	60.02	US$/ hora.
Costo maestro perforista por guardia	39.35	US$/ guard.
Costo ayudante perforista por guardia	27.62	US$/ guard.
COSTOS FIJOS		
Costo maestros perforistas	3542	US$ / mes.
Costo ayudantes perforistas	2485	US$ / mes.
Costo juniors	1762	US$ / mes.
Costo total del personal	7789	US$ / mes.
COSTOS VARIABLES		
Costo jumbo	1.108	US$/ tn.
Costo barras T-38	0.291	US$/ tn.
Costo brocas 64 mm	0.132	US$/ tn.
Costo shank adapter	0.028	US$/ tn.
COSTOS FIJOS	0.974	US$ / tn.
COSTOS VARIABLES	1.559	US$ / tn.
COSTO PERFORACIÓN	2.533	US$ / tn.

c) Voladura: El valor predominante lo constituyen los tubos de pvc utilizados en los taladros colocados antes de realizar el carguío.

PRODUCCIÓN MENSUAL	4000	tn.
Peso específico mineral - in situ	3.30	tn/ m3.
Peso específico desmoste - in situ	2.70	tn/ m3.
Factor de esponjamiento	40%	%
Toneladas rotas por corte	27799	tn.
Toneladas rotas por taladro	56.80	tn/ tal.
Costo tubo pvc	26.95	US$/ tal.
Costo anfo	15.18	US$/ tal.
Costo emulsión	1.55	US$/ tal.
Costo fanel	2.38	US$/ tal.
Costo pentacord	0.71	US$/ tal.
Costo cargador por guardia	27.62	US$/ guardia.
COSTOS FIJOS		
Costo cargadores	1657	US$ / mes.
COSTOS VARIABLES		
Costo tubo pvc	0.474	US$/ tn.
Costo anfo	0.253	US$ / tn
Costo dinamita	0.080	US$ / tn
Costo fanel	0.082	US$ / tn
Costo pentacord	0.019	US$ / tn
COSTOS FIJOS	0.414	US$ / tn
COSTOS VARIABLES	0.908	US$ / tn
COSTO VOLADURA	1.322	US$ / tn

d) Limpieza: Se tiene que alquilar algunas veces los equipos de las empresas especializadas.

PRODUCCIÓN MENSUAL	4000		tn.
Toneladas a limpiar por corte	27799		tn.
Rendimiento scoop 2.2 yd3	31		tn/ hora.
Costo operativo scoop 27	26.16		US$/ hora
Costo operativo scoop 24	46.21		US$/ hora
% de utilización flota scooptrams	80		%
Horas de limpieza scoop 27 por corte	887		hrs.
Horas de limpieza scoop 24 por corte	266		hrs.
Costo por limpieza scoop 27 por corte	23201		US$.
Costo por limpieza scoop 24 por corte	12295		US$.
Costo operador scooptram	3542		US$/ mes.
% de utilización en tajo R-894 Scoop 27	25		%
% de utilización en tajo R-894 Scoop 24	24		%
COSTOS FIJOS			
Costo operador scooptram 27	883		US$ / mes.
Costo operador scooptram 24	860		US$ / mes.
COSTOS VARIABLES			
Costo scooptram 27	0.835		US$/ tn.
Costo scooptram 24	0.442		US$/ tn.
COSTOS FIJOS	0.436		US$ / tn
COSTOS VARIABLES	1.277		US$ / tn
COSTO LIMPIEZA	1.713		US$ / tn

e) **Relleno:** Netamente determinado por el relleno detrítico que se ejecuta con los scoops de la Empresas Especializadas desde los mismos frentes de avance.

PRODUCCIÓN MENSUAL	4000 tn.
Costo sobreacarreo (proven. avances)	10000 US$/ mes.
Sobreacarreo R-894	20.75 %
COSTO RELLENO DETRÍTICO	0.519 US$/ tn.

f)**Supervisión:** Costo del personal de supervisión asignado al trabajo de taladros largos.

PRODUCCIÓN MENSUAL		4000	tn.
Total Supervisión		16644	US$/ mes.
Producción Zona Norte		14500	tn.
% demanda tajo R-894		0.28	%
Costo supervisión R-894		4592	US$/ mes.
COSTO SUPERVISIÓN		1.148	US$/ tn.

B) Estructura de Costo de Mineral de Cabeza R-448 (Veta Llacsacocha): En la Veta Llacsacocha los costos viene estructurados de la siguiente manera precisando que los avances constituyen el 40% del costo total tajo.

CUADRO 20: ESTRUCTURA DE COSTOS TAJO R-448

R-448 TALADROS LARGOS			
Avances		7.328	US$/ tn.
Perforación		3.532	US$/ tn.
Voladura		1.697	US$/ tn.
Limpieza		1.819	US$/ tn.
Relleno		0.612	US$/ tn.
Transporte		2.000	US$/ tn.
Supervisión		1.148	US$/ tn.
COSTO R-448 TALADROS LARGOS		18.137	US$/ tn.

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MINA DE UNIDAD HUARÓN.

Detalle:

a) **Avances:** Los cuales son ejecutados por la Empresa Especializada TUNELEROS DEL PERÚ en dicha zona tal como se detalla, precisando que a diferencia de los avances de IESA en el tajo estos no requieren de Shotcrete.

CUADRO 21: ESTRUCTURA DE COSTOS DE AVANCES. TAJO R-448

EXPLOSIVOS HISTÓRICO	PESO	PU	COSTO
	(Kg) (Und.)	(US$/Und.)	(US$)
Dinamita	4409	2.05	9039
Emulsión	1538	1.95	2998
Anfo	18316	0.63	11539
Fanel	11680.2	1.10	12848
Pentacord	5005.8	0.15	750.87
Costo explosivos y accesorios			37175

Factor de carga	29	Kg/ metro.
Metros avances	834	metros.
kilogramos explosivos	24195	kg.
Total costo explosivos y accesorios	37175	US$.
Total costo avances	219431	US$.
Total producción	35015	tn.
COSTO AVANCES	7.328	US$/ tn.

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MINA DE UNIDAD HUARÓN.

b) **Perforación:** La mayor incidencia radica en el costo del jumbo y los aceros de perforación de uso del mismo.

PRODUCCIÓN MENSUAL	4000	tn.
Equipo Perforación	Jumbo Mini Raptor HD.	
Longitud del tajo	150	metros.
Ancho de minado	2.70	metros.
Burden	1.0	metros.
Espaciamiento	0.75	metros.
Altura de corte	13.50	metros.
Horas trabajadas por guardia	7.00	hrs./ guard.
Velocidad de perforación	16.00	metros/ hra.
Nº taladros por corte	540	und.
Toneladas por taladro	31	tn/ tal.
Toneladas por corte	16949	tn.
Taladros perforados por hora	1.19	tal/ hra.
Horas efectivas de perforación	456	hrs.
Utilizacion del equipo	25	%
Horas total dedicadas a perforación	1823	hrs.
Guardias de perforación	260	guardias.
Metros perforados por corte	7290	metros.
Costo perforación por corte	25492	US$.
Metros perforados por tonelada	0.430	metros/ tn.
Costo operativo del jumbo RAPTOR	55.95	US$/ hora.
Costo operativo del jumbo BOOMER	60.02	US$/ hora.
Costo maestro perforista por guardia	39.35	US$/ guard.
Costo ayudante perforista por guardia	27.62	US$/ guard.
COSTOS FIJOS		
Costo maestros perforistas	3542	US$ / mes.
Costo ayudantes perforistas	2485	US$ / mes.
Costo juniors	1762	US$ / mes.
Costo total del personal	7789	US$ / mes.
COSTOS VARIABLES		
Costo jumbo	1.504	US$/ tn.
Costo barras T-38	0.527	US$/ tn.
Costo brocas 64 mm	0.477	US$/ tn.
Costo shank adapter	0.051	US$/ tn.
COSTOS FIJOS	0.974	US$ / tn.
COSTOS VARIABLES	2.559	US$ / tn.
COSTO PERFORACIÓN	3.532	US$ / tn.

c) **Voladura:** El valor predominante lo constituyen los tubos de pvc utilizados en los taladros colocados antes de realizar el carguío.

PRODUCCIÓN MENSUAL	4000	tn.
Peso específico mineral - in situ	3.10	tn/ m3.
Peso específico desmoste - in situ	2.70	tn/ m3.
Factor de esponjamiento	40%	%
Toneladas rotas por corte	16949	tn.
Toneladas rotas por taladro	31.39	tn/ tal.
Costo tubo pvc	26.95	US$/ tal.
Costo anfo	15.18	US$/ tal.
Costo emulsión	1.55	US$/ tal.
Costo fanel	2.38	US$/ tal.
Costo pentacord	0.71	US$/ tal.
Costo cargador por guardia	27.62	US$/ guardia.
COSTOS FIJOS		
Costo cargadores	1657	US$ / mes.
COSTOS VARIABLES		
Costo tubo pvc	0.859	US$/ tn.
Costo anfo	0.484	US$/ tn.
Costo emulsión	0.049	US$/ tn.
Costo fanel	0.076	US$/ tn.
Costo pentacord	0.023	US$/ tn.
COSTOS FIJOS	0.207	US$ / tn
COSTOS VARIABLES	1.490	US$ / tn
COSTO VOLADURA	1.697	US$ / tn

d) **Limpieza:** Se tiene que alquilar en algunas ocasiones los equipos de las empresas especializadas.

PRODUCCIÓN MENSUAL	4000	tn.
Toneladas a limpiar por corte	16949	tn.
Rendimiento scoop 4,2 yd3	45	tn/ hora.
Costo operativo scoop 23	38.00	US$/ hora
Costo operativo scoop 24	0.00	US$/ hora
% de utilización flota scooptrams	80	%
Horas de limpieza scoop 23 por corte	378	hrs.
Horas de limpieza scoop 24 por corte	0	hrs.
Costo por limpieza scoop 27 por corte	14377	US$.
Costo por limpieza scoop 24 por corte	0	US$.
Costo operador scooptram	3542	US$/ mes.
% de utilización en tajo R-448 Scoop 27	25	%
% de utilización en tajo R-448 Scoop 24	0	%
Costo dumper	3000	US$
COSTOS FIJOS		
Costo operador scooptram 23	883	US$ / mes.
Costo operador scooptram 24	0	US$ / mes.
COSTOS VARIABLES		
Costo scooptram 23	0.848	US$/ tn.
Costo scooptram 24	0.000	US$/ tn.
COSTOS FIJOS	0.971	US$ / tn
COSTOS VARIABLES	0.848	US$ / tn
COSTO LIMPIEZA	1.819	US$ / tn

e) **Relleno:** Cuyo concepto es determinado por el relleno detrítico que se ejecuta con los scoops de la Empresas Especializadas desde los mismos frentes de avance.

PRODUCCIÓN MENSUAL	4000	tn.
Costo sobreacarreo (proven. avances)	11800	US$/ mes.
Sobreacarreo R-448	20.75	%
COSTO RELLENO DETRÍTICO	0.612	US$/ tn.

f) Supervisión: Costo del personal de supervisión asignado al trabajo de taladros largos.

PRODUCCIÓN MENSUAL	4000	tn.
Total Supervisión	16644	US$/ mes.
Producción Zona Norte	14500	tn.
% demanda tajo R-448	0.28	%
Costo supervisión R-448	4592	US$/ mes.
COSTO SUPERVISIÓN	1.148	US$/ tn.

4.3 PERFORACIÓN DE TALADROS LARGOS:

4.3.1 Características Físicas de la Veta Alianza y Llacsacocha:

A) Veta Alianza:

Alianza es una estructura mineralizada tipo veta, conforma un sistema estructural conformado por Veta Alianza y los ramales Cuatro, Dos ramal, Nueve de Agosto Ramal, 39 Ramal y Uno Ramal.

Tiene rumbo N80ºW y buzamiento promedio de 72ºNE. Su potencia promedio es de 2.44 m y sus leyes promedio: 181.49 g de Ag, 0.52% Cu, 1.29% Pb y 3.54% Zn.

La asociación mineralógica consta de sulfuros como esfalerita, galena, enargita, tetraedrita. Minerales como cuarzo, pirita, óxidos de hierro constituyen la ganga.

La roca encajonante es marga que básicamente se encuentra epidotizada y piritizada, la alteración puede extenderse hasta 30 o 40m. Alianza también atraviesa tramos cortos de roca intrusiva (monzogranito).

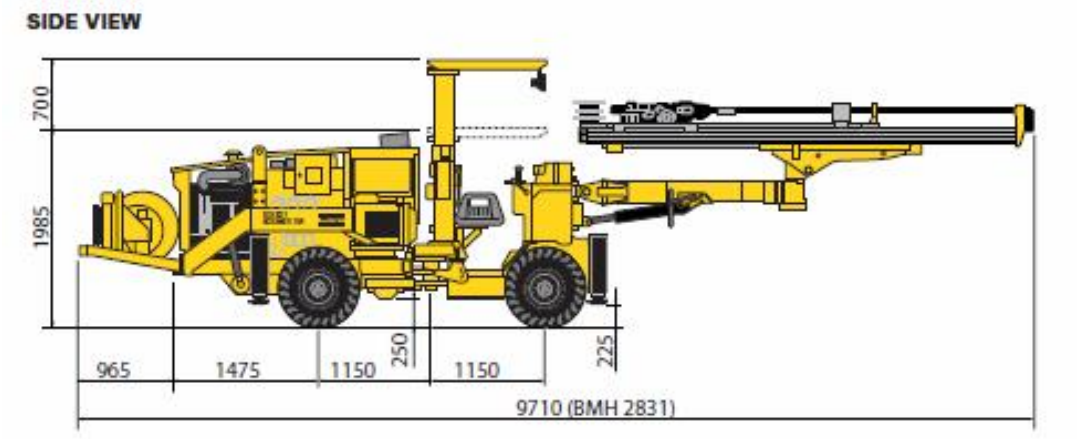
Alianza esta reconocida desde superficie hasta el nivel 250 y se puede continuar la exploración debajo de este nivel, la longitud reconocida es de 600m aproximadamente. La forma de la estructura es tabular. Tiene como reserva probado probable:

ESTRUCTURA	TONELADAS	ANCHO DE VETA	Gr/Ag	%Cu	%Pb	%Zn	VPT
ALIANZA	1102398	2.44	156.94	0.61	1.13	3.37	69.26

4.3.2 Características Técnicas de los Equipos de Perforación:

Los equipos utilizados en la perforación del LONG HOLE se tienen:

4.3.2.1 **JUMBO ROCKET BOOMER 104** :



JUMBO H-104 EN OPERACIÓN EN TAJO 894 – VETA ALIANZA

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MINA DE UNIDAD HUARÓN.

La descripción técnica es la siguiente:

DESCRIPCIÓN TECNICA DEL JUMBO ROCKET BOOMER 104

CARACTERISTICAS EXTERNAS	
LARGO (mm.)	10380
ANCHO (mm.)	1220
ALTO (mm.)	2690
PESO ton.	9.5
MOTOR DIESEL	
MARCA	DEUTZ
MODELO	F4L912W
NºSERIE	08782561
POTENCIA VOLANTE Kw/HP	42Kw/56HP
RPM / CFM	2300 / 3000
CILINDROS	4
BOMBA DE INYECCIÓN	BOSCH
PERFORADORA	
MARCA	Atlas Copco
MODELO	COP 1838 ME
Nº DE SERIE	AVO07D948E
POTENCIA / RPM	18Kw / 180+/- 50
BOOSTER DE AGUA	
MARCA	Grundfos
MODELO	PXR411H
Nº DE SERIE	102573411
CAPACIDAD	2.4 - 8 M3/Hr.
COMPRESOR DE AIRE	
MARCA	Atlas Copco
MODELO	LE3-10
Nº DE SERIE	WCF427749
CAPACIDAD	4.4-5.1 l/s.
RPM	1500-1800
ACCESORIOS DE PERFORACION	
BARRAS ACOPLABLES	MF T-38 X 5 PIES
BROCAS	64 mm.
TIPO DE BROCA	Botón Rectractil T-38 X 64 mm.
RIMADORA	127 mm.
SHANK ADAPTER	R-32 o T-38
FUENTE	
POTENCIA	42 KW (57HP)
VOLTAJE	380 - 1000 V.
PRESION DE AIRE	6-8 BAR
PRESION DE AGUA	2-4 BAR

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MANTENIMIENTO DE UNIDAD HUARÓN.

4.3.2.2 MINI RAPTOR - RESEMIN:

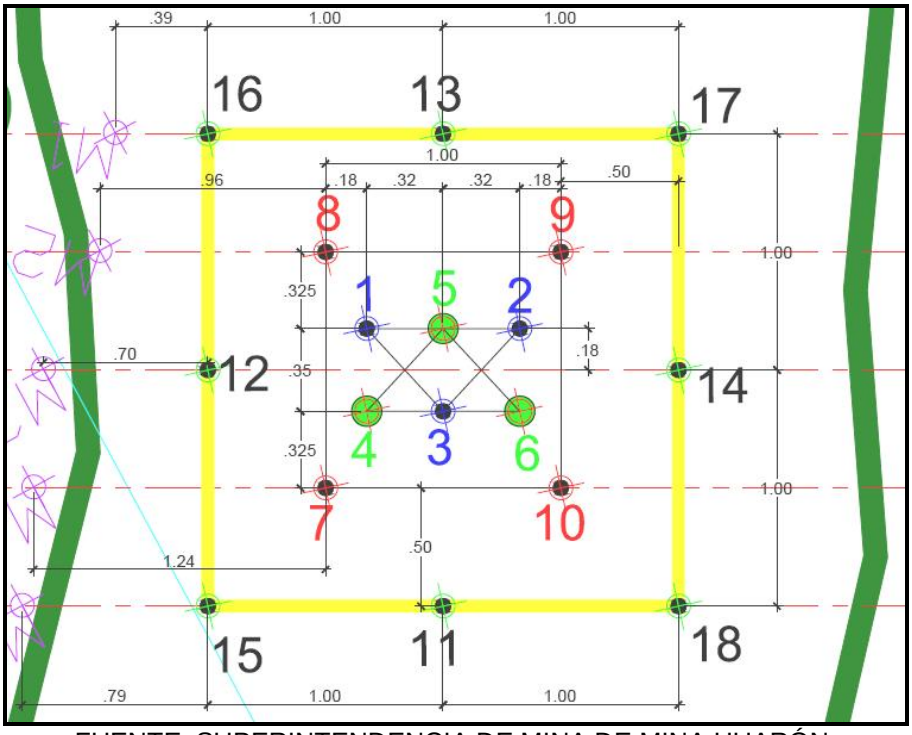
La descripción técnica es la siguiente:

DESCRIPCIÓN TECNICA DEL MINI-RAPTOR - RESEMIN

CARACTERISTICAS EXTERNAS	
LARGO (mm.)	6800
ANCHO (MM.)	1200
ALTURA MINIMA (mm.)	2300
ALTURA MAXIMA (mm.)	3300
VIGA (mm.)	2900
PLUMA (mm.)	3200
ACCESORIOS DE PERFORACION	
Barras Acoplables	MF T38 X 5 PIES
Tipo de Broca	Botón Retráctil T-38 X 64 mm.
Rimadora	127 mm.
Shank Adapter	T-38
ENERGIA	
VOLTAJE	440 V.
PRESION DE AIRE	6-8 bar
PRESION DE AGUA	4-6 bar

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MANTENIMIENTO DE UNIDAD HUARÓN.

4.3.3 Esquema de Malla de Perforación de la Cara Libre:



FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MINA DE MINA HUARÓN.

CARA LIBRE EN TAJO 894 – VETA ALIANZA

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MINA DE UNIDAD HUARÓN.

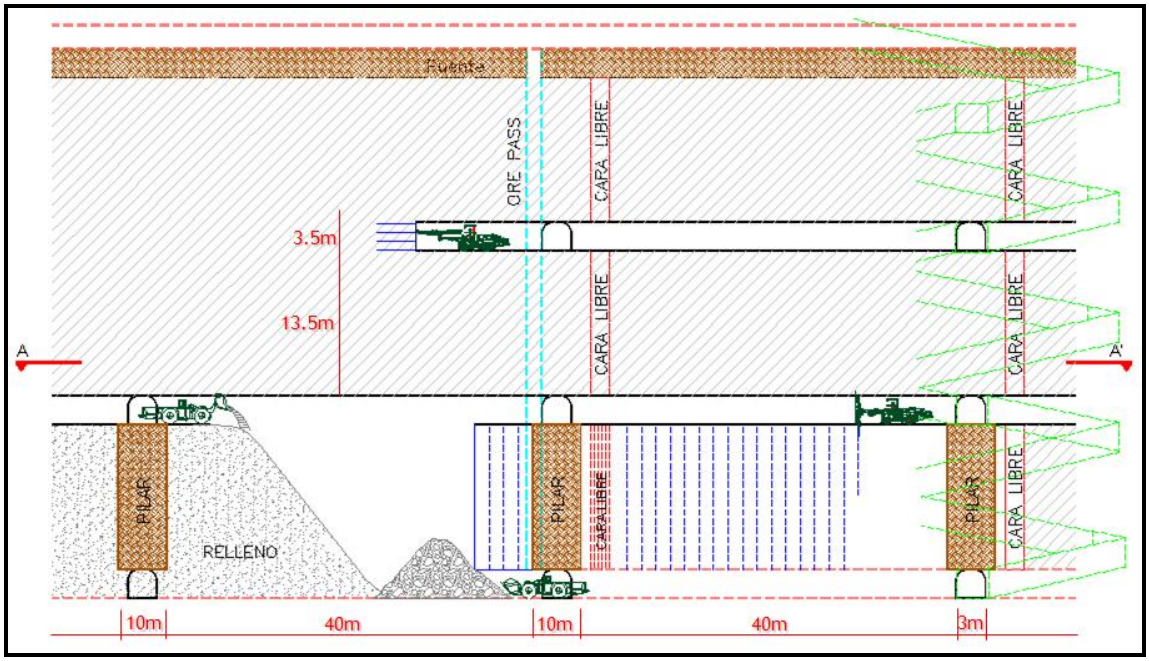
RESULTADO DE CARA LIBRE EN TAJO 894 – VETA ALIANZA

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MINA DE UNIDAD HUARÓN.

4.3.4 Esquema de Malla de Perforación de las Filas de Producción:

Una vez preparados los subniveles de perforación en los paneles y de acuerdo a la secuencia de minado se ejecuta la perforación de los taladros largos luego de tener las marcas y ubicación de los taladros a perforar por parte de Topografía (diseño de taladros).

PERFORACIÓN EN LA PREPARACIÓN Y EN EL MINADO POR TALADROS LARGOS DEL TAJO 894 – VETA ALIANZA

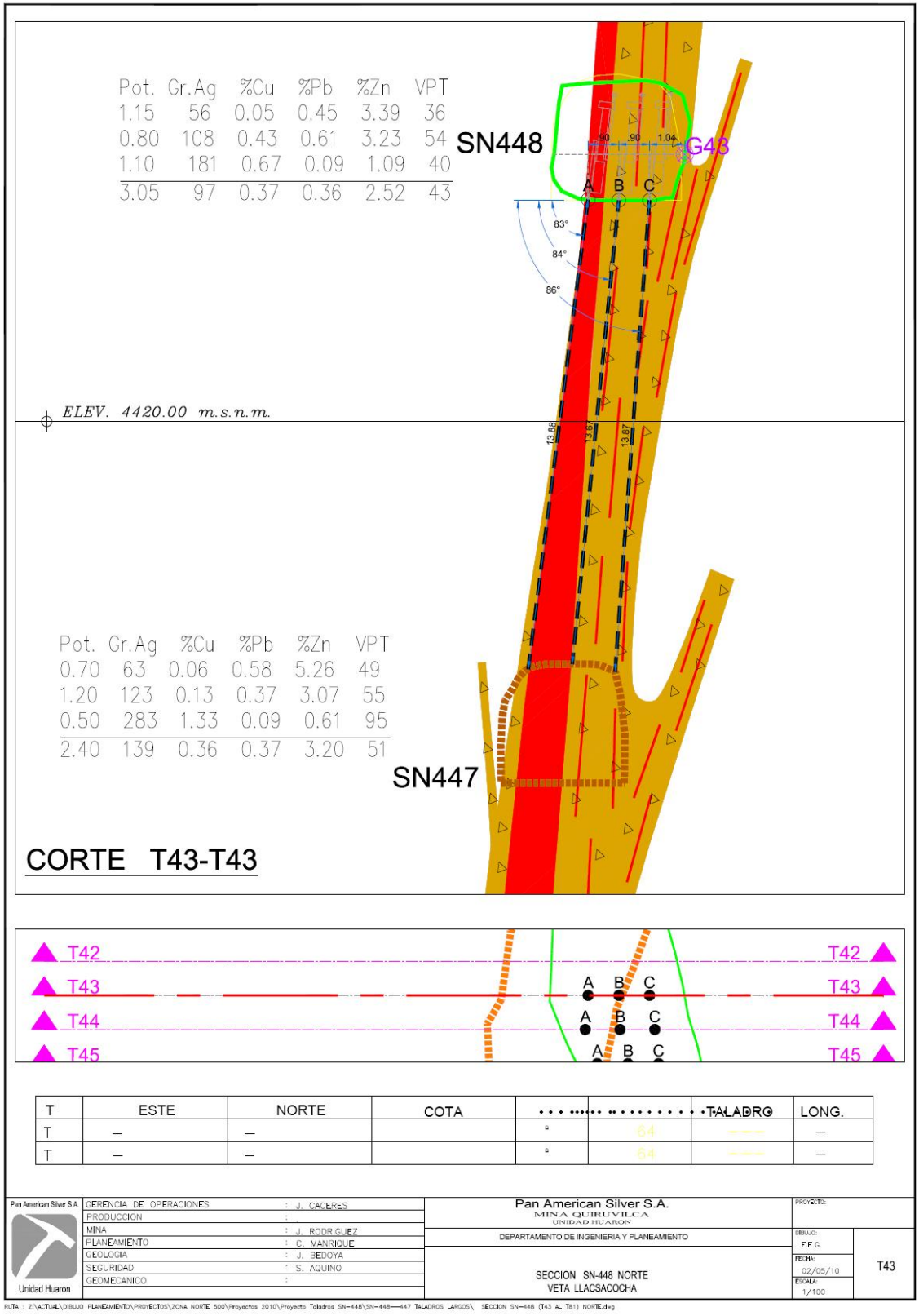


FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE PLANEAMIENTO E INGENIERIA DE UNIDAD HUARÓN.

RESULTADO DEL MINADO DE LOS TALADROS DE PRODUCCION DEL TAJO 894 – VETA, ALIANZA

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MINA DE UNIDAD HUARÓN.

DISEÑO DE PERFORACIÓN DE TALADROS LARGOS



FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE PLANEAMIENTO MINA DE UNIDAD HUARÓN.

4.3.5 Indicadores de Perforación:

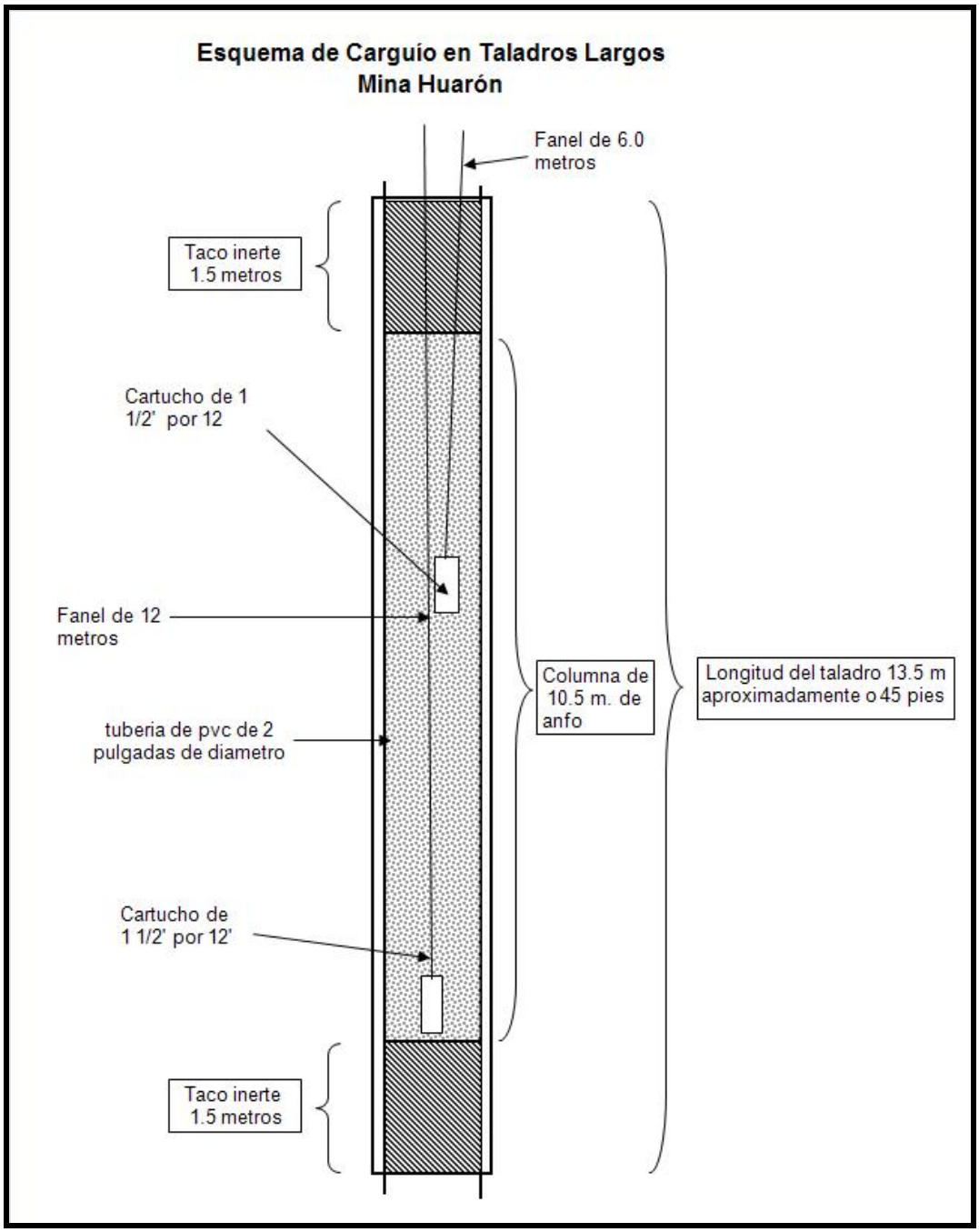
Parámetros	BOOMER 104	MINIRAPTOR
Longitud de Taladros (m)	13.5	13.5
Longitud de Barras (m)	1.5	1.5
Diametro de Broca (mm)	64	64
Rendimiento (m/Turno)	140	125
Turnos por día	2	2
Metros perforados al mes	5600	5000
Disponibilidad Mecánica (%)	82	80
Costo Operación (US$/Ton)	0.974	0.974

Análisis:

- El planeamiento y programación de la producción mecanizada, en concordancia con el concepto de procesos integrados constituye un agente dinámico que permite la reducción de costos en las diferentes etapas del ciclo de perforación e inclusive la voladura.
- Se ha reducido los de operación a 0.974 US$/t por encima del 1.85 US$/t. cuando sólo se ejecutaba el minado convencional netamente lo cual demuestra que el proceso debe ser continuo.

4.4 VOLADURA DE TALADROS LARGOS:

4.4.1 Esquema de Carguío de Taladros Largos:



FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MINA DE UNIDAD HUARÓN.

4.4.2 Indicadores de Voladura:

Para los cálculos de diseño se ha estimado que los valores son los siguientes:

Parámetros	Alianza	Llacsacocha
Burden (m)	1.5	1.0
Espaciamiento (m)	0.9	1.0
Long. Perf. (m)	13.5	13.5
Densidad (Ton/m3)	3.0	3.3
Ton./taladro	54.7	44.6
Anfo (Kg./tal)	22	22
F.P (Kg./Ton)	0.4	0.5

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MINA DE UNIDAD HUARÓN.

Análisis:

- Se han optimizado la productividad de los tajos mecanizados haciendo uso de los taladros largos teniendo en Veta Alianza 54.7 t/taladro y en Veta Llacsacocha de 44.6 t/taladro, versus el promedio total de los tajos convencionales que llega a 5.1 t/taladro.
- Se ha optimizado el factor de potencia en el minado con taladros largos teniendo como valor promedio el de 0.4 kg / t en el tajo R-894 de Veta Alianza y 0.5 kg / t en el tajo R-448 de Veta Llacsacocha.
- Los indicadores de operación del Tajo R-894 de Veta Alianza son los siguientes:

año	2010		empresa	(Todas)		guardia	(Todas)
material	(Todas)		TipoLabor	Produccion			

mes	zona	fecha	labor	Hrs ¥.	Tal. Disp.	Kg Exp/tal	Fp(Kg/tm)	Fc(kg/m3)	Hrs P.	talperf	tm/tal	kg_exp
Enero	Norte	02/01/2010	R-894	1	4	6.52	0.13			0	49.25	26.08
		04/01/2010	R-894		0				5	3		0.00
		08/01/2010	R-894	1	4	16.45	0.48		3	6	34.20	65.81
		09/01/2010	R-894		0				4	2		0.00
		12/01/2010	R-894		0				4	26		0.00
		15/01/2010	R-894	6	33	22.13	0.45		5.5	33	49.25	730.36
		23/01/2010	R-894	3	11	25.25	1.15		4	4	21.89	283.23
		24/01/2010	R-894	3	6	25.20	0.51			0	49.25	151.22
		25/01/2010	R-894		0				2	2		0.00
		28/01/2010	R-894	4	18	9.13	0.27		8	4	34.20	164.38
		29/01/2010	R-894	2	2	0.81	0.02		12	6	49.25	1.62
		30/01/2010	R-894	2	4	51.38	1.04		1	4	49.25	205.52
		31/01/2010	R-894	2	4	25.20	0.51		2	4	49.25	100.81
Total Enero				**24**	**86**	**20.04**	**0.48**		**50.5**	**94**	**41.90**	**1,729.04**

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MINA DE UNIDAD HUARÓN.

Análisis:

- Se ha optimizado el factor de potencia en el minado con taladros largos teniendo como valor promedio el de 0.48 kg / t en el tajo R-894 como se aprecia en el cuadro anterior.

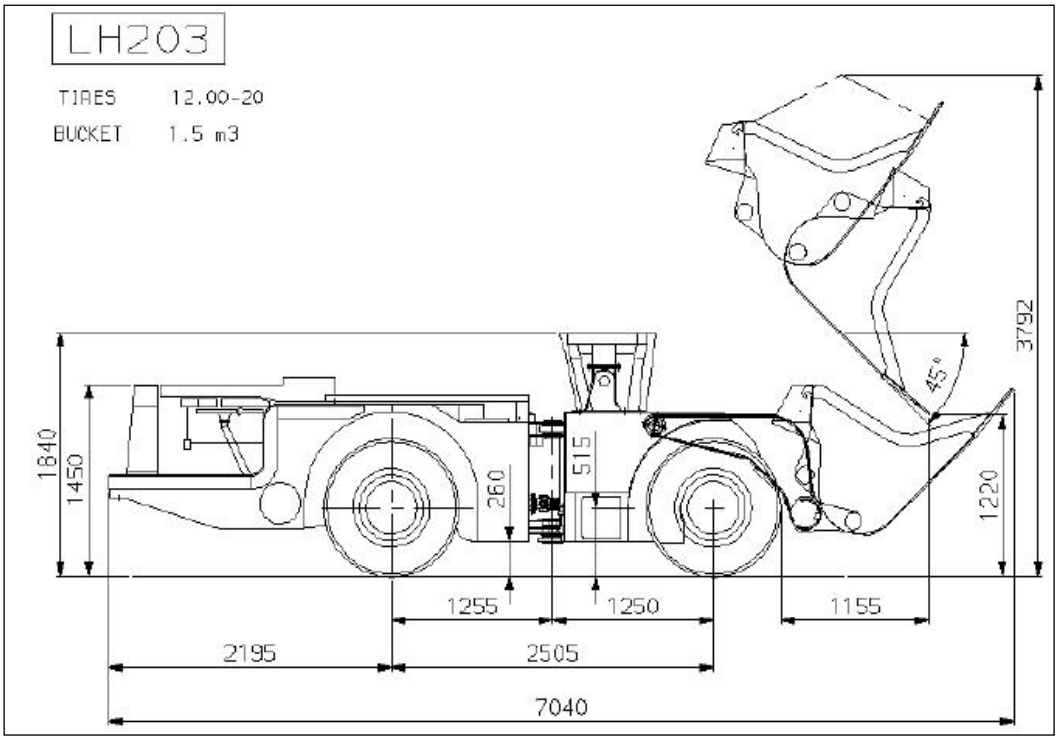
- Dicha optimización trae consigo la mejora de la fragmentación hasta en un 80 % teniendo menos bolonería y mayor cuidado de las cajas.

4.5 LIMPIEZA DE TAJOS DE TALADROS LARGOS:

4.5.1 Características Técnicas de los Equipos de Limpieza:

Los equipos de limpieza para el método del Long Hole son los siguientes:

SCOOPTRAMP SANDVIK LHD-26



DESCRIPCIÓN TÉCNICA DEL EQUIPO LH-203-SANDVIK

MODELO	LH-203
MARCA	SANDVICK
CODIGO INTERNO	LHD-26
AÑO FAB.	2008
CAPACIDAD	2.2 yd3.

CARACTERISTICAS EXTERNAS	
LARGO (mm.)	7040
ANCHO (mm.)	2230
ALTO (mm.)	1840
PESO (Ton.)	8.7

MOTOR	
MARCA	DEUTZ
MODELO	BF6L914
NºSERIE	8804888
POTENCIA VOLANTE Kw/HP	71.5 / 95.9
CILINDROS	6

SISTEMA DE NEUMATICOS	
MEDIDA DE LLANTAS	12.00 X 20
CANTIDAD	4
MARCA	MICHELIN

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MANTENIMIENTO DE UNIDAD HUARÓN.

4.5.2 Indicadores de Limpieza:

equipo	empresa	zona	labor	Cod. Equip.	capacidad	Hrs.	#cucharas	Tm limpieza:	m3 Ext.	Tmh/hora.	v.a.(km/hr):
Scooptram	CMH	Norte	R-894	LHD-26	2.20	13.00	118	382.93	150.85	29.21	1.93
				LHD-27	2.20	290.00	2885	9,362.41	3,688.17	32.44	2.93
		Total Norte				303.00	3003	9,745.35	3,839.02	32.25	2.89
Total Scooptram						303.00	3003	9,745.35	3,839.02	32.25	2.89

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE MINA DE UNIDAD HUARÓN.

Análisis:

- Se ha optimizado la eficiencia en la producción con el scoop LH-203 operado a control remoto a 32 t/h en promedio con los nuevos equipos de limpieza.

- Un gran aporte lo constituye el diseño del minado pues el echadero de mineral se encuentra enlazado a la rampa de preparación de los paneles de minado.

CAPITULO 5: EVALUACION ECONOMICA DEL USO DE TALADROS LARGOS EN MINA HUARON

5.1 VENTAJA TÉCNICA-ECONÓMICA DEL USO DE TALADROS LARGOS:

Para lo cual analizaremos nuestras fortalezas y valores económicos que muestran dicha aplicación del método a la realidad de la Mina Huarón:

- Los resultados obtenidos en Pan American Silver S.A. – Mina Huarón nos indican que la aplicación de Taladros Largos es una buena alternativa de minado como sistema de trabajo ya implementado. Durante el año 2010 se obtuvo una producción de 180 000 TM de mineral con dicho método lo que representa el 25 % de la producción del año (720 000 TM de mineral), se espera que para el presente año la producción por este método sea de 40 %.

- Con los Taladros Largos se ha logrado incrementar los niveles de producción que nos permiten disminuir costos de producción e

incrementar nuestra productividad (mayor volumen menor empleo de mano de obra, esto constituye más de 30 toneladas por metro cuadrado).

ID	Vein Width	Dip	RMR Wall	RMR Vein	Method	Productivity (T / M^2 / Month)	Mine & Fill Costs	Preparation Cost
1	0.8 - 1.5	>60 deg	>40	>35	Conventional cut and fill with scraper - Uphole Blasting	9.00	19.86	10.07
2		>60 deg	<35	<35	Conventional cut and fill with scraper - Breasting	7.00	21.63	10.07
3	1.5 - 2.0	Any	>40	>35	Cut and fill with jackleg and captive scooptram (0.75 - 1 yd^3) - Uphole Blasting	11.78	16.28	5.11
4		Any	<40	<35	Cut and fill with jackleg and captive scooptram (0.75 - 1 yd^3) - Breasting	8.12	20.61	5.11
5		Any	>40	>35	Conventional cut and fill with scraper - Uphole Blasting	9.38	16.23	6.22
6		Any	<35	<35	Conventional cut and fill with scraper - Breasting	7.60	24.92	6.22
7	2.0 - 2.5	Any	>40	>40	Ramp access mechanized cut and fill with Jumbo and scooptram - Uphole Blasting	14.00	13.22	5.73
8		Any	<40	<40	Ramp access mechanized cut and fill with Jumbo and scooptram - Breasting	10.00	18.85	5.73
9		Any	>40	>40	Ramp access mechanized cut and fill with Jackleg and scooptram - Uphole Blasting	12.00	13.58	5.73
10		Any	<40	<40	Ramp access mechanized cut and fill with Jackleg and scooptram - Breasting	8.40	18.95	5.73
11		Any	>40	>40	Conventional cut and fill with scraper - Uphole Blasting	8.90	15.55	4.37
12		Any	<40	<40	Conventional cut and fill with scraper - Breasting	7.40	16.77	4.37
13	>2.5	>60	>40	Any	Sub level longhole open stoping with delayed uncemented waste rock backfill (Avoca)	30.00	11.38	7.81
14		Any	<40	<40	Ramp access mechanized cut and fill with jumbo and scooptram - breasting	10.00	24.47	5.73

* If the blocks requires development to acces them, add 2 more dollars to the preparation cost
** If the blocks requires capex developments to acces, add 5 more dollars to the preparation cost

FUENTE: AREA DE PLANEAMIENTO CORPORATIVO DE PAN AMERICAN SILVER.

- En los Taladros Largos, el costo promedio de perforación es de 0.97 US $/t y el costo de voladura es de 0.41 US $/t , los cuales representan el 3.9% y el 1.7% del costo de minado respectivamente.

- Un logro importante con los Taladros Largos lo constituye el factor de carga, cuyo promedio es de 0.48 Kg./Ton para vetas mayores de tres metros como es el caso de donde se aplican los taladros largos en mina Huarón.

- La aplicación de los Taladros Largos constituye un proceso de minado seguro ya que el personal realiza los trabajos de perforación y

carguío de explosivos debajo de área sostenida. De igual forma la limpieza de mineral con el scooptramp se realiza a control remoto.

5.2 EVALUACIÓN DEL MÉTODO TALADROS LARGOS:

El costo operativo de mina es 15.08 US$/t.

El costo de transporte incluye el uso de dumper y el traslado del mineral a superficie con volquetes.

El costo de tratamiento, mantenimiento e indirectos es de 14.71 US$/t.

El Presupuesto para los desarrollos y se muestra a continuación:

PRESUPUESTO DE DESARROLLOS Y PREPARACIONES:

Presupuesto para Implementar Taladros Largos en Veta Alianza

Pan American Silver S.A.C.

Mina Huarón

Superintendencia de Ingeniería y Planeamiento

Mina Quiruvilca - Unidad Huarón

Equipo	Inversión (US$/m)	Objetivo
Jumbo H-104	425,000	Perforación de Taladros Largos
Subtotal	425,000	

Labor	Nivel	Metraje (m)	Sección	P.U. (US$/m)	Inversión (US$/m)	Objetivo
BP-885	250	800	4.0 X 4.0	376.32	301,056	Labor de Extracción para volquetes y comunicación a Túnel Paul Nevejans.
CA-891	250	20	4.0 X 4.0	376.32	7,526	Cámara de Carguío para Volquetes.
CA-892	250	5	4.0 X 4.0	376.32	1,882	Cámara de Acumulación para Desmonte.
CA-893	250	20	4.0 X 4.0	376.32	7,526	Cámara de Carguío para Volquetes.
CA-894	250	5	4.0 X 4.0	376.32	1,882	Cámara de Acumulación para Desmonte.
CA-895	250	20	4.0 X 4.0	376.32	7,526	Cámara de Carguío para Volquetes.
CA-896	250	5	4.0 X 4.0	376.32	1,882	Cámara de Acumulación para Desmonte.
CA-897	250	20	4.0 X 4.0	376.32	7,526	Cámara de Carguío para Volquetes.
CA-898	250	5	4.0 X 4.0	376.32	1,882	Cámara de Acumulación para Desmonte.
CX-890	250	40	3.0 X 3.0	252.5	10,100	Crucero hacia Veta Alianza.
CX-891	250	40	3.0 X 3.0	252.5	10,100	Crucero hacia Veta Alianza.
CX-866	250	40	3.0 X 3.0	252.5	10,100	Crucero hacia Veta Alianza.
CX-966	250	40	3.0 X 3.0	252.5	10,100	Crucero hacia Veta Alianza.
CX-967	250	40	3.0 X 3.0	252.5	10,100	Crucero hacia Veta Alianza.
CX-977	250	40	3.0 X 3.0	252.5	10,100	Crucero hacia Veta Alianza.
				Subtotal	399,288	

Labor	Nivel	Metraje (m)	Sección	P.U. (US$/m)	Inversión (US$/m)	Objetivo
RP-894	250	1340	3.0 X 3.0	305.81	409,785	Rampa de Preparación para Paneles de Taladros Largos.
VE-894	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 894 de Veta Alianza.
VE-895	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 894 de Veta Alianza.
VE-896	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 894 de Veta Alianza.
VE-897	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 894 de Veta Alianza.
VE-898	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 895 de Veta Alianza.
VE-899	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 895 de Veta Alianza.
VE-900	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 895 de Veta Alianza.
VE-901	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 895 de Veta Alianza.
VE-903	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 896 de Veta Alianza.
VE-904	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 896 de Veta Alianza.
VE-905	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 896 de Veta Alianza.
VE-906	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 896 de Veta Alianza.
VE-907	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 897 de Veta Alianza.
VE-908	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 897 de Veta Alianza.
VE-909	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 897 de Veta Alianza.
VE-910	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 897 de Veta Alianza.
VE-911	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 898 de Veta Alianza.
VE-912	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 898 de Veta Alianza.
VE-913	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 898 de Veta Alianza.
VE-914	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 898 de Veta Alianza.
VE-915	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 899 de Veta Alianza.
VE-916	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 899 de Veta Alianza.
VE-917	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 899 de Veta Alianza.
VE-918	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 899 de Veta Alianza.
VE-919	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 900 de Veta Alianza.
VE-920	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 900 de Veta Alianza.
VE-921	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 900 de Veta Alianza.
VE-922	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 900 de Veta Alianza.
VE-923	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 901 de Veta Alianza.
VE-924	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 901 de Veta Alianza.
VE-925	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 901 de Veta Alianza.
VE-926	250	45	3.0 X 3.0	305.81	13,761	Ventana hacia Subnivel 901 de Veta Alianza.
SN-894	250	220	3.0 X 3.0	298.94	65,767	Subnivel de Perforación para Taladros Largos.
SN-895	250	220	3.0 X 3.0	298.94	65,767	Subnivel de Perforación para Taladros Largos.
SN-896	250	220	3.0 X 3.0	298.94	65,767	Subnivel de Perforación para Taladros Largos.
SN-897	250	220	3.0 X 3.0	298.94	65,767	Subnivel de Perforación para Taladros Largos.
SN-898	250	220	3.0 X 3.0	298.94	65,767	Subnivel de Perforación para Taladros Largos.
SN-899	250	200	3.0 X 3.0	298.94	59,788	Subnivel de Perforación para Taladros Largos.
SN-900	250	200	3.0 X 3.0	298.94	59,788	Subnivel de Perforación para Taladros Largos.
SN-901	250	200	3.0 X 3.0	298.94	59,788	Subnivel de Perforación para Taladros Largos.
OP-894	150	150	1.5 X 1.5	147.47	22,121	Echadero de Mineral Hacia Tolva Neumática 894.
OP-895	150	150	1.5 X 1.5	147.47	22,121	Echadero de Mineral Hacia Tolva Neumática 895.
				Subtotal	1,402,591	
				Total	2,226,879	

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE PLANEAMIENTO DE UNIDAD HUARÓN.

EVALUACIÓN ECONÓMICA:

EVALUACION ECONOMICA

Reservas Mineral	t	720000
Ley de Mineral	g/t	150
Recuperación	%	0.78
Precio del mineral	US $/oz	17
Vida del proyecto	años	4
Impuesto a la Renta	%	30
Ingreso	**US $**	**46,042,407**

INVERSION

C.Directo	US $	2,226,880
Total	**US $**	**2,226,880**

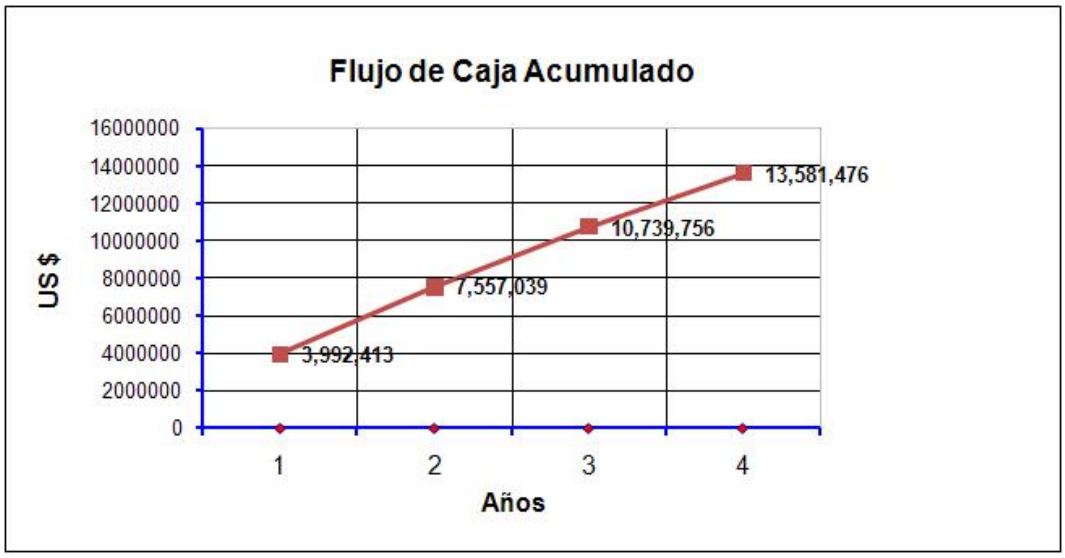
COSTOS OPERATIVOS

C. Mina	US $/t	15.08
C. Planta	US $/t	1.63
C. Mantenimiento	US $/t	4.90
C. Indirectos	US $/t	8.18
Costo Operativo	US $/t	29.79
Costo Total	**US $/t**	**21,446,161**

			AÑOS			
		0	1	2	3	4
INVERSION		-2,226,880				
				PRODUCCION ANUAL		
PRODUCCION (t)			180000	180000	180000	180000
INGRESOS			11,510,787	11,510,787	11,510,787	11,510,787
COSTOS OPERATIVOS			5,361,540	5,361,540	5,361,540	5,361,540
RESULTADO BRUTO			6,149,247	6,149,247	6,149,247	6,149,247
AMORTIZACIONES			556,720	556,720	556,720	556,720
RESULTADO ANTES DE IMPUESTOS			5,592,527	5,592,527	5,592,527	5,592,527
IMPUESTOS SOBRE EL BENEFICIO			1,677,758	1,677,758	1,677,758	1,677,758
RESULTADO NETO			3,914,769	3,914,769	3,914,769	3,914,769
AMORTIZACIONES			556,720	556,720	556,720	556,720
FLUJO DE FONDO NETO		-2,226,880	4,471,489	4,471,489	4,471,489	4,471,489
FLUJO DE FONDO NETO ACUMULADO			4,471,489	8,942,977	13,414,466	17,885,955
TASA DE ACTUALIZACION (%)	12%					
Factor de Actualizacion			0.89286	0.79719	0.71178	0.63552
FLUJO DE FONDO NETO ACTUALIZADO		-2,226,880	3,992,413	3,564,626	3,182,716	2,841,720
FLUJO DE FONDO NETO ACT. ACUMUL.			3,992,413	7,557,039	10,739,756	13,581,476

VAN (US $)	7,366,814.17
TIR (%)	166%

FLUJO DE CAJA:



FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE PLANEAMIENTO DE UNIDAD HUARÓN.

EVALUACIÓN DEL MÉTODO CORTE Y RELLENO MECANIZADO:

El costo operativo de mina es 25.71 US$/t.

El costo de transporte incluye el traslado del mineral a superficie con volquetes.

El costo de tratamiento, mantenimiento e indirectos es de 14.71 US$/t.

El Presupuesto para los desarrollos y se muestra a continuación:

PRESUPUESTO DE DESARROLLOS Y PREPARACIONES:

Presupuesto para Implementar Corte y Relleno Mecanizado en Veta Alianza

Pan American Silver S.A.C.

Mina Huarón

Superintendencia de Ingeniería y Planeamiento

Mina Quirevilca - Unidad Huarón

Labor	Nivel	Metraje (m)	Sección	P.U. (US$/m)	Inversión (US$/m)	Objetivo
BP-885	250	800	4.0 X 4.0	376.32	301,056	Labor de Extracción para volquetes y comunicación a Túnel Paul Nevejans.
CA-891	250	20	4.0 X 4.0	376.32	7,526	Cámara de Carguío para Volquetes.
CA-892	250	5	4.0 X 4.0	376.32	1,882	Cámara de Acumulación para Desmonte.
CA-893	250	20	4.0 X 4.0	376.32	7,526	Cámara de Carguío para Volquetes.
CA-894	250	5	4.0 X 4.0	376.32	1,882	Cámara de Acumulación para Desmonte.
CA-895	250	20	4.0 X 4.0	376.32	7,526	Cámara de Carguío para Volquetes.
CA-896	250	5	4.0 X 4.0	376.32	1,882	Cámara de Acumulación para Desmonte.
CA-897	250	20	4.0 X 4.0	376.32	7,526	Cámara de Carguío para Volquetes.
CA-898	250	5	4.0 X 4.0	376.32	1,882	Cámara de Acumulación para Desmonte.
CX-890	250	40	3.0 X 3.0	305.81	12,232	Crucero hacia Veta Alianza.
RP-894	250	400	3.0 X 3.0	305.81	122,324	Rampa de Preparación para Minado C/R del Nv. 250 al Nv.300.
BP-895	250	100	3.0 X 3.0	305.81	30,581	By Pass para primeras ventanas de minado.
VE-895	250	40	3.0 X 3.0	305.81	12,232	Primera Ventana de minado de Veta Alianza (Lado Oeste).
VE-896	250	40	3.0 X 3.0	305.81	12,232	Primera Ventana de minado de Veta Alianza (Lado Este).
BP-897	250	100	3.0 X 3.0	305.81	30,581	By Pass para segundas ventanas de minado.
VE-898	250	40	3.0 X 3.0	305.81	12,232	Segunda Ventana de minado de Veta Alianza (Lado Oeste).
VE-899	250	40	3.0 X 3.0	305.81	12,232	Segunda Ventana de minado de Veta Alianza (Lado Este).
BP-900	250	100	3.0 X 3.0	305.81	30,581	By Pass para terceras ventanas de minado.
VE-901	250	40	3.0 X 3.0	305.81	12,232	Tercera Ventana de minado de Veta Alianza (Lado Oeste).
VE-902	250	40	3.0 X 3.0	305.81	12,232	Tercera Ventana de minado de Veta Alianza (Lado Este).
BP-903	250	100	3.0 X 3.0	305.81	30,581	By Pass para cuarta ventana de minado.
VE-904	250	40	3.0 X 3.0	305.81	12,232	Cuarta Ventana de minado de Veta Alianza (Lado Oeste).
VE-905	250	40	3.0 X 3.0	305.81	12,232	Cuarta Ventana de minado de Veta Alianza (Lado Este).
OP-894	250	45	1.5 X 1.5	146.68	6,601	Echadero de Mineral Hacia Tolva Neumática 894.
				Subtotal	700,028	

Labor	Nivel	Metraje (m)	Sección	P.U. (US$/m)	Inversión (US$/m)	Objetivo
BP-300	300	350	4.0 X 4.0	376.32	131,712	Labor de Extracción para volquetes y comunicación hacia Nivel Antiguo y RB.
CA-301	300	20	4.0 X 4.0	376.32	7,526	Cámara de Carguío para Volquetes.
CA-302	300	5	4.0 X 4.0	376.32	1,882	Cámara de Acumulación para Desmonte.
CA-303	300	20	4.0 X 4.0	376.32	7,526	Cámara de Carguío para Volquetes.
CA-304	300	5	4.0 X 4.0	376.32	1,882	Cámara de Acumulación para Desmonte.
CA-305	300	20	4.0 X 4.0	376.32	7,526	Cámara de Carguío para Volquetes.
CA-306	300	5	4.0 X 4.0	376.32	1,882	Cámara de Acumulación para Desmonte.
CA-307	300	20	4.0 X 4.0	376.32	7,526	Cámara de Carguío para Volquetes.
CA-308	300	5	4.0 X 4.0	376.32	1,882	Cámara de Acumulación para Desmonte.
CX-310	300	35	3.0 X 3.0	305.81	10,703	Crucero hacia Veta Alianza.
RP-300	300	400	3.0 X 3.0	305.81	122,324	Rampa de Preparación para Minado C/R del Nv. 300 al Nv.350.
BP-301	300	100	3.0 X 3.0	305.81	30,581	By Pass para primeras ventanas de minado.
VE-302	300	40	3.0 X 3.0	305.81	12,232	Primera Ventana de minado de Veta Alianza (Lado Oeste).
VE-303	300	40	3.0 X 3.0	305.81	12,232	Primera Ventana de minado de Veta Alianza (Lado Este).
BP-305	300	100	3.0 X 3.0	305.81	30,581	By Pass para segundas ventanas de minado.
VE-306	300	40	3.0 X 3.0	305.81	12,232	Segunda Ventana de minado de Veta Alianza (Lado Oeste).
VE-307	300	40	3.0 X 3.0	305.81	12,232	Segunda Ventana de minado de Veta Alianza (Lado Este).
BP-308	300	100	3.0 X 3.0	305.81	30,581	By Pass para terceras ventanas de minado.
VE-309	300	40	3.0 X 3.0	305.81	12,232	Tercera Ventana de minado de Veta Alianza (Lado Oeste).
VE-310	300	40	3.0 X 3.0	305.81	12,232	Tercera Ventana de minado de Veta Alianza (Lado Este).
BP-311	300	100	3.0 X 3.0	305.81	30,581	By Pass para cuarta ventana de minado.
VE-312	300	40	3.0 X 3.0	305.81	12,232	Cuarta Ventana de minado de Veta Alianza (Lado Oeste).
VE-313	300	40	3.0 X 3.0	305.81	12,232	Cuarta Ventana de minado de Veta Alianza (Lado Este).
OP-300	300	45	1.5 X 1.5	146.68	6,601	Echadero de Mineral Hacia Tolva Neumática 894.
				Subtotal	529,155	

Labor	Nivel	Metraje (m)	Sección	P.U. (US$/m)	Inversión (US$/m)	Objetivo
BP-350	350	300	4.0 X 4.0	376.32	112,896	Labor de Extracción para volquetes y comunicación hacia Nivel Antiguo y RB.
CA-351	350	20	4.0 X 4.0	376.32	7,526	Cámara de Carguío para Volquetes.
CA-352	350	5	4.0 X 4.0	376.32	1,882	Cámara de Acumulación para Desmonte.
CA-353	350	20	4.0 X 4.0	376.32	7,526	Cámara de Carguío para Volquetes.
CA-354	350	5	4.0 X 4.0	376.32	1,882	Cámara de Acumulación para Desmonte.
CA-355	350	20	4.0 X 4.0	376.32	7,526	Cámara de Carguío para Volquetes.
CA-356	350	5	4.0 X 4.0	376.32	1,882	Cámara de Acumulación para Desmonte.
CA-357	350	20	4.0 X 4.0	376.32	7,526	Cámara de Carguío para Volquetes.
CA-358	350	5	4.0 X 4.0	376.32	1,882	Cámara de Acumulación para Desmonte.
CX-360	350	35	3.0 X 3.0	305.81	10,703	Crucero hacia Veta Alianza.
RP-350	350	400	3.0 X 3.0	305.81	122,324	Rampa de Preparación para Minado C/R del Nv. 350 al Nv.400.
BP-351	350	100	3.0 X 3.0	305.81	30,581	By Pass para primeras ventanas de minado.
VE-352	350	40	3.0 X 3.0	305.81	12,232	Primera Ventana de minado de Veta Alianza (Lado Oeste).
VE-353	350	40	3.0 X 3.0	305.81	12,232	Primera Ventana de minado de Veta Alianza (Lado Este).
BP-354	350	100	3.0 X 3.0	305.81	30,581	By Pass para segundas ventanas de minado.
VE-355	350	40	3.0 X 3.0	305.81	12,232	Segunda Ventana de minado de Veta Alianza (Lado Oeste).
VE-356	350	40	3.0 X 3.0	305.81	12,232	Segunda Ventana de minado de Veta Alianza (Lado Este).
BP-357	350	100	3.0 X 3.0	305.81	30,581	By Pass para terceras ventanas de minado.
VE-358	350	40	3.0 X 3.0	305.81	12,232	Tercera Ventana de minado de Veta Alianza (Lado Oeste).
VE-359	350	40	3.0 X 3.0	305.81	12,232	Tercera Ventana de minado de Veta Alianza (Lado Este).
BP-360	350	100	3.0 X 3.0	305.81	30,581	By Pass para cuarta ventana de minado.
VE-361	350	40	3.0 X 3.0	305.81	12,232	Cuarta Ventana de minado de Veta Alianza (Lado Oeste).
VE-362	350	40	3.0 X 3.0	305.81	12,232	Cuarta Ventana de minado de Veta Alianza (Lado Este).
OP-350	350	45	1.5 X 1.5	146.68	6,601	Echadero de Mineral Hacia Tolva Neumática 894.
				Subtotal	510,339	
				Total	1,739,522	

FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE PLANEAMIENTO DE UNIDAD HUARÓN.

EVALUACIÓN ECONÓMICA:

EVALUACION ECONOMICA

Reservas Mineral	t	720000
Ley de Mineral	g / t	150
Recuperación	%	0.78
Precio del mineral	US $/oz	17
Vida del proyecto	años	6
Impuesto a la Renta	%	30%
Ingreso	**US $**	**46,042,407**

INVERSION

C.Directo	US $	1,739,522
Total	**US $**	**1,739,522**

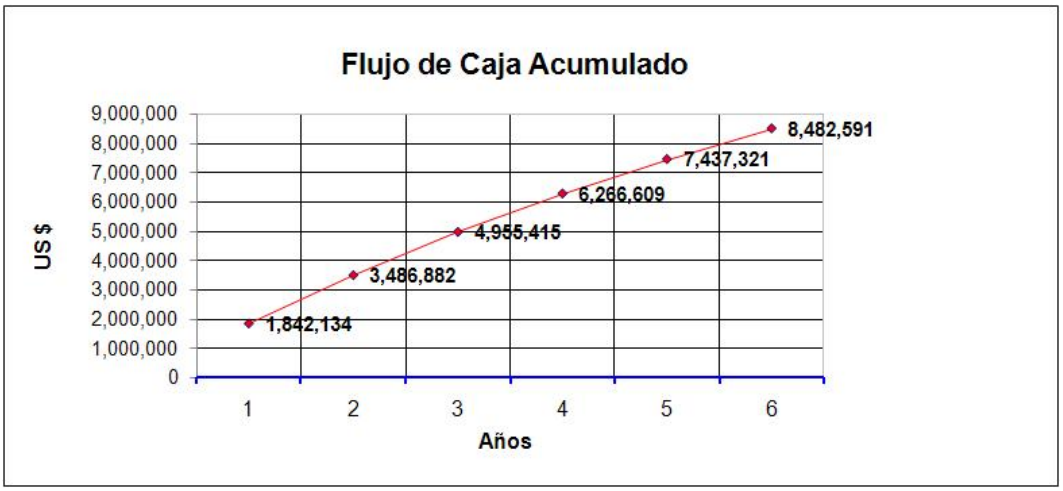
COSTOS OPERATIVOS

C. Mina	US $/t	25.71
C. Planta	US $/t	1.63
C. Mantenimiento	US $/t	4.90
C. Indirectos	US $/t	8.18
Costo Operativo	US $/t	40.42
Costo Total	**US $/t**	**29,103,491**

			AÑOS					
		0	1	2	3	4	5	6
INVERSION		-1,739,522						
					PRODUCCION ANUAL			
PRODUCCION (t)			120000	120000	120000	120000	120000	120000
INGRESOS			7,673,734	7,673,734	7,673,734	7,673,734	7,673,734	7,673,734
COSTOS OPERATIVOS			4,850,582	4,850,582	4,850,582	4,850,582	4,850,582	4,850,582
RESULTADO BRUTO			2,823,153	2,823,153	2,823,153	2,823,153	2,823,153	2,823,153
AMORTIZACIONES			289,920	289,920	289,920	289,920	289,920	289,920
RESULTADO ANTES DE IMPUESTOS			2,533,232	2,533,232	2,533,232	2,533,232	2,533,232	2,533,232
IMPUESTOS SOBRE EL BENEFICIO			759,970	759,970	759,970	759,970	759,970	759,970
RESULTADO NETO			1,773,263	1,773,263	1,773,263	1,773,263	1,773,263	1,773,263
AMORTIZACIONES			289,920	289,920	289,920	289,920	289,920	289,920
FLUJO DE FONDO NETO		-1,739,522	2,063,183	2,063,183	2,063,183	2,063,183	2,063,183	2,063,183
FLUJO DE FONDO NETO ACUMULADO			2,063,183	4,126,366	6,189,549	8,252,732	10,315,915	12,379,098
TASA DE ACTUALIZACION (%)	12%							
Factor de Actualizacion			0.89286	0.79719	0.71178	0.63552	0.56743	0.50663
FLUJO DE FONDO NETO ACTUALIZADO		-1,739,522	1,842,134	1,644,749	1,468,532	1,311,194	1,170,712	1,045,270
FLUJO DE FONDO NETO ACT. ACUMUL.			1,842,134	3,486,882	4,955,415	6,266,609	7,437,321	8,482,591

VAN	3,829,324.55
TIR	94%

FLUJO DE CAJA:



FUENTE: SUPERINTENDENCIA DE PLANEAMIENTO DE UNIDAD HUARÓN.

Conclusión Final:

- Por lo tanto el proyecto más viable lo constituye el minado por Taladros Largos por tener mayor valor a la tasa de descuento de 12 %.

- El proyecto se hace viable también debido a la infraestructura con la que se cuenta para el cambio de corte y relleno a la explotación por taladros largos.

CAPITULO 6: SEGURIDAD EN MINA HUARON

6.1 HERRAMIENTAS DE GESTIÓN DE LA SEGURIDAD:

En mina Huarón se usan una serie de herramientas las cuales las realizan todo el personal involucrado en la operación, lo que constituye la base sobre la cual se construye la cultura de seguridad que se manifiesta en el ambiente de trabajo y en la performance que tienen todos y cada uno de la fuerza laboral de la mina.

Dentro de las cuales podemos mencionar:

- PRC (Peligro/Riesgo/Control).
- Reportes de Actos y Condiciones Subestándares.
- OPT (Observación Planeada de Tarea).
- Reportes de Investigación de Incidentes y/o Accidentes.
- Inspecciones Planeadas y no planificadas.
- Cambio Temporal de Tarea.

- Permisos para Trabajos de Alto Riesgo.
- VEO (Verificación de Estándares Operativos).

6.1.1 Formato P.R.C.:

Esta herramienta reemplazó al check list que se usaba con anterioridad, con la característica que también aplica la matriz IPER (Identificación de Peligros y Evaluación de Riesgos). Dado que cualquier tarea ejecutada en la mina viene acompañada de peligros y estos a riesgos asociados, se determinan los controles a seguir de manera tal de realizar un trabajo paso a paso y de manera segura.

El uso de esta herramienta se aplica a todos los departamentos y no sólo en los trabajos en interior mina, dada su simplicidad constituye el análisis base para todo tipo de trabajo.

Participantes del Analisis		
	Nombre y Apellido	firma
1		
2		
3		
4		
5		
FECHA		

ANALISIS DE PELIGROS, RIESGO Y CONTROL

P R C en Labores de Mina

Labor: _____ **Nv.:** _____ **Zona:**_____ **Guardia:**
Empresa: _____ **Trabajo ejecutado en la labor:**
_____

USO DEL FORMATO: El trabajador deberá identificar peligros, evaluar riesgos e indicar controles a cumplir para el control de riesgos. El supervisor que visita la labor, deberá revisar el análisis de riesgos y verificar el cumplimiento de las acciones de control y complementar los controles para asegurar el control de riesgos.

CONSECUENCIAS	Comin	Han ocurrido	Pueden ocurrir	No es probable que ocurra	Practicamente imposible que ocurra
Catastrófico	A	A	A	A	M
Fatalidad	A	A	M	M	M
Lesión permanente	A	M	M	M	B
Lesión temporal	M	M	M	B	B
Lesión menor	M	B	B	B	B

Riesgo **Alto**
Riesgo **Medio**
Riesgo **Bajo**

FRECUENCIA

	PELIGROS	RIESGOS	VALOR DEL RIESGO	CONTROL BASE	VALOR DEL RIESGO	CONTROL RESIDUALES
	Fuentes de energía, Situaciones peligrosas, Actos o tareas peligrosas	Probabilidad de la ocurrencia de un evento que genere lesión o daño.	(A, M, B)	Acciones a ejecutar para el control del riesgo.	(A, M, B)	Controles Determinados por el Supervisor, complementarios a los
1						
2						
3						
4						
5						
6						
7						
8						

SUPERVISOR EN LABOR	FIRMA	HORA	SUPERVISOR EN LABOR	FIRMA	HORA	SUPERVISOR EN LABOR	FIRMA	HORA	VoBo SEGURIDAD

CONTROL DE BARRETILLAS				
SUPERVISOR	BARRETILLAS			
	6	8	10	12

NOTAS:
1. Eliminar, minimizar y/o controlar riesgo, son tareas prioritarias antes de iniciar y/o continuar con la operación diaria.
2. Si la ejecución de la tarea no reúne las condiciones de seguridad en cuanto a EPP, Materiales y Herramientas, así como condiciones de la labor, NO EJECUTARLA.

6.1.2 Formato V.E.O.:

Dicha herramienta evalúa los criterios operacionales sobre los cuales se realizan los trabajos en las diversa labores mineras, los cuales como meta hasta el momento deben cumplirse como mínimo al 90 %, de lo contrario la labor queda temporalmente paralizada hasta que el personal de dicha labor levante todas las observaciones por corregir.

Posteriormente se verifica si realmente dichas observaciones han sido levantadas correctamente para poder reiniciar los trabajos

Pan American SILVER CORP.

VEO

(Verificación de Estándares Operativos)

UNIDAD: _____ MINA: _____ FECHA: ____/____/____

ZONA: _____ NIVEL: _____ LABOR : _____ TURNO: _____

MAESTRO: _____

AYUDANTE 1: _____ AYUDANTE 2: _____

SUPERVISOR / AUDITOR: _____ HORA: _____

Cod	ELEMENTO / FUENTE DE RIESGO VERIFICADO					
Nº	RIESGO	Criterios Operacionales de Control	C	NC	No Aplica	OBSERVACION
1	CAIDA DE ROCAS	Chimeneas antiguas son bloqueadas y/o taponeadas en su base inferior.				
2		Intersección de labores con sostenimiento reforzado (5 metros hacia cada intersección)				
3		shotcrete no traquelado ni fracturado				
4		Tajeo sin R/H y/o R/C más de dos días				
5		La labor se encuentra sostenida hasta el tope (cero tolerancia)				
6		Labor sin sobre cortes o realces sin sostenimiento.				
7		Usan guardacabeza con marchavante de 4 pulgadas de diámetro y 3 mts. de largo, no tablas ni rajados.				
8		Juego de barretillas (con punta y uña sin desgaste y/o dañado)				
9		Bloqueo de alza sin aberturas o espacios abiertos sobre el cribbing, guardacabeza y/o malla electrosoldada.				
10		El ancho y la altura se mantienen de acuerdo a los parametros señalados por el área de geomecanica, no hay sobreperforación				
11		Techo y paredes bien desatados sin rocas sueltas				
12		Los elementos de sostenimiento (postes y sombreros) estan sin cortes por el cable del winche o por la cuchara del scoop.				
13		Espaciamiento entre cuadros y/o cimbras; pernos y/o split sets de acuerdo a recomendación geomecanica				
14		Cuadros completos, postes, sombreros, tirantes, tienen el mismo diámetro bien asegurados, enrejados, encostillados. Los topes estan en la misma linea que el sombrero (bien topeados)				
15		Utilizan calibradores para el colocado de split sets, o lanzado de shotcrete				
16		El shotcrete mantiene un tiempo de fraguado de 8 horas como minimo antes de reiniciar la peforación				
17		El lanzado del shotcrete se realiza de acuedo al estandar y procedimiento establecido				
18		Los puntales limites de relleno tienen patillas no menores a 2 pulgadas de profundidad y/o los cuadros con los destajes no menores a 2 pulgadas				
19		Puntales con patilla de 2 pulgadas				
20	CAIDA DE PERSONAS y/o MATERIALES	Chimenea o canal de izaje con parrilla superior rígida y tapón inferior puestos con guardas laterales				
21		Usan arnés de seguridad al trabajar en altura mayor a 1,80 mts, y/o cerca de espacios abiertos				
22		Escaleras con peldaños completos y separados a no mayor de 0.30 mts. (bien clavados, no rotos, no podridos), sin empalmes, con inclinación de 80°, con espacio para el pase de una camilla				
23		Los espacios entre rieles de la parrilla están a 8 pulgadas (20 cm).				
24		Puntales de las plataformas mayor a 6 pulgadas de diametro y patillas de 2 pulgadas de profundidad.				
25		En los echaderos se cuenta con puntos de anclaje de acero para linea de vida.				
26		Escaleras metálicas con pasamanos y peldaños completos.				
27		Accesos a caminos/chimeneas antiguas en desuso se mantienen clausurados y/o taponeados en la base superior				
28		La labor cuenta con puerta de reja y/o tapón en el camino y soga de manila en la entrada del tajo				
29		Plataformas de trabajo con barandas, pisos antideslizantes e iluminadas y libre de obstaculos				
30		Plataformas/descansos completos, con espaciamiento a 2,10 mts de altura, bien clavados, no rotos, sin espacios abiertos.				
31	ELECTROCUCION	Tablero electrico con prensa estopa y protegido de la humedad/disparos				
32		Tablero electrico con candado y/o seguro, señalizado y codificado de acuerdo al código eléctrico				
33		Winche, Jumbo y/o scoptrams eléctricos con línea a tierra instalada.				
34		Jumbo, scooptrams y/o equipo móvil eléctrico cuenta con chupón de conexión al tablero.				
35		Cable eléctrico de jumbo, scooptram se ancla con seguro de avión al cancamo.				
36		Líneas de aire-agua separadas y al lado opuesto de líneas eléctricas a una altura no menor a 1,00 mt.				
37		Linea de trolley instalado a 0,30 mt. de las tuberías y a una altura 1,80 mt. del nivel de riel.				
38		Cables eléctricos instalados en cancamos con aislamiento				
39		Tableros eléctricos en un bastidor o nicho, a 0.70 mts. del punto mas sobresaliente de los equipos.				
40		Luminarias en los tajos y avances instaladas con switch independiente y proteccion de los halogenos sin rajadura				
41		Sub. estaciónes eléctricas con extintor; señalización, iluminación y línea a tierra.				
42		Cables eléctricos en buen estado (no dañados, no pelados, con buenos empalmes), no hay conexiones hechizas.				
43	GASEAMIENTO	Oxígeno, mínimo 19.5%				
44		Velocidad de aire no menor a 20 m/min. (caso Dinamita) y 25 m/min. (caso Anfo).				
45		Ventilador auxiliar refuerza ventilación en la labor (no válido ventilar con aire comprimido), tiene candado y tarjeta de bloqueo para aseugrar su funcionamiento				
46		Tiene el tajeo chimeneas laterales para ventilación y serviciós				
47		Manga de ventilación sin hueco, sin cortes y a no más de 20 metros del frente				
48		Labor tiene comunicación al nivel superior (los tajos integrados no son validos)				
49		Se sellan los taladros por donde emanan gases				
50		Manga de ventilación pasa a la tolva de chuteo				
51		Labor cuenta con 3ra. Linea de aire con venturi (ala ciega)				
		Total de Observaciones= suma de (C) + (NC)				
		Nivel de Seguridad, (% cumplimiento de controles de riesgo)				

Página 1

6.2 HERRAMIENTAS DE GESTIÓN GEOMECÁNICA:

Constituye una de las fortalezas de la mina Huarón ya que todo el personal de la operación esta capacitado para usarlas, lo cual constituye la herramienta vital para caracterizar el macizo rocoso y definir el sistema de soporte que se requiere en las labores mineras.

Para ello existen 3 Tablas Geomecánicas G.S.I de Mina Huarón de acuerdo al tipo de labor minera (tajo o avance) y al tamaño de la excavación, las cuales una vez seleccionada sirven para aplicar las herramientas de gestión geomecánica.

Estas herramientas son:

- Parte Diario Geomecánico.
- Plano Geomecánico.
- Formato de Auditoría Geomecánica.

6.2.1 Parte Diario Geomecánico:

De vital importancia pues se basa en el Mapeo Geomecánico del Macizo Rocoso, haciendo uso del Sistema de Clasificación G.S.I. se consolidan los datos en dicha tabla tales como: número de fracturas por metro lineal, condición de fracturas, resistencia con la picota, presencia de factores influyentes (agua, presencia de esfuerzos, discontinuidades desfavorables, factores de excavación), y determinar el tipo de soporte a instalar en el

terreno.

El Índice de Resistencia Geológico (G.S.I) es una clasificación cualitativa dependiente de dos parámetros:

- Condiciones estructurales (cantidad de fracturas/m o RQD, considerando el empaque de las mismas.
- Condiciones superficiales (resistencia de la roca intacta y condición de discontinuidades).

En la práctica se analizan de la siguiente manera:

- Con un flexómetro en la superficie excavada y limpia, se mide alrededor de 1.0 m., la cantidad de fracturas, considerando solo las que persisten más de 1.0 m., la cantidad obtenida nos dará el parámetro estructural.
- Se observa la abertura de las discontinuidades, si están cerradas o levemente abiertas, se determina su condición con la rotura con golpes de picota o su indentación, si están moderadamente abiertas a muy abiertas, se observa la condición de las paredes y el relleno, estas determinan su condición.

Por consiguiente, el análisis de los factores influyentes presentes en el macizo rocoso es muy importante dado que repercute en la elección del tipo de soporte a instalar. A continuación se detallan

dichos factores:

a) Influencia del Agua:

- En rocas masivas y levemente fracturadas/ muy buenas a buenas la presencia de agua no tiene influencia significativa
- En rocas moderadamente a muy fracturadas/ regulares, la influencia se debe a la presión y efecto lubricante
- En rocas moderadamente a muy fracturadas/ pobres a muy pobres, el efecto es inmediato por actuar como lubricante y lavado de material fino de relleno en fracturas, acelerando el aflojamiento.
- En rocas intensamente fracturadas /regulares pobres o muy pobres se produce el mismo efecto anteriormente mencionado.
- Se debe mencionar la presencia de aguas debidas al relleno hidráulico, la composición del agua (pH) y la composición del relleno, en especial si son arcillas expansivas.

Influencia de Esfuerzos:

- Se concentran en puentes, pilares y frentes de excavación al redistribuirse las presiones por el efecto de las aberturas.
- Se originan por las presiones debido a la profundidad de la

excavación, a estructuras geológicas (fallas y pliegues), diques y arcillas expansivas

- Se reconocen por ruidos, descostramiento o lajamientos en paredes y techo, ocurrencia de filtraciones y presencia de estriaciones en el macizo rocoso

- Se pueden controlar con modificaciones en los diseños de minado, tamaño de aberturas y sistemas de soporte.

- Afectan principalmente a los macizos rocosos leve a moderadamente fracturado (LF-F) y muy buenos a buenos (MB-B) caracterizados por presentar un RQD mayor de 80 y resistencia a la compresión uniaxial mayor de 100 Mpa.

b) Influencia de Orientación de Discontinuidades:

- Son desfavorables o muy desfavorables las discontinuidades verticales y subverticales que se encuentren paralelas o subparalelas a las paredes o cajas de la excavación.

- Son desfavorables o muy desfavorables, las discontinuidades horizontales o sub horizontales.

- Este efecto se incrementa por tamaño de abertura, relleno de la discontinuidad y presencia de agua y presencia de esfuerzos.

c) Factores de Excavación:

- Tamaño de la abertura, dimensionamiento de puentes y pilares, distribución de los taladros, potencia de los explosivos, en especial en los taladros del contorno

- Colocación del soporte después del tiempo de autosoporte de la roca.

- Relajamiento progresivo de labores que no es detectado ni controlado.

REPORTE DIARIO DE GEOMECANICA

LABOR :
GUARDIA :
ENCARGADOS :

FECHA :
AVANCE :

CALIDAD DE ROCA

	PARED IZQUIERDA	TECHO	PARED DERECHA
FRACT/ML			
CONDICION DE FRACTURAS			
RESISTENCIA CON LA PICOTA			
CLASIFICACION G.S.I.			

FACTORES INFLUYENTES

PARED IZQUIERDA	
TECHO	
PARED DERECHA	

SOSTENIMIENTO Y TIEMPO DE COLOCACION

PARED IZQUIERDA	
TECHO	
PARED DERECHA	

OBSERVACIONES

ENCARGADO

REVISADO

FUENTE: ÁREA DE GEOMECANICA DE MINA HUARÓN.

6.2.2 Plano Geomecánico:

En vista de la importancia del uso del parte diario geomecánico, una vez realizado se transfieren los datos al plano geomecánico para un correcto detalle y zonificación por tramos de los diferentes tipos de roca y tipos de sostenimiento a colocar a lo largo de la labor minera, lo cual ayuda a llevar una correcta elección del tipo de soporte a instalar, un correcto control del terreno y por ende, un área segura de trabajo.

6.2.3 Auditoría Geomecánica:

Esta herramienta de control geomecánico permite la evaluación de la gestión tanto del supervisor como del trabajador mediante una lista de parámetros establecidos en dicho formato, los cuales permiten calificar la calidad de la gestión que viene dada por una nota porcentual, siendo 85 % la nota aprobatoria actualmente.

Dicho formato de evaluación se muestra a continuación:

COMPAÑIA MINERA HUARÓN S.A.
Suptcia. Seguridad y Medio Ambiente

AUDITORIA GEOMECANICA

Fecha de auditoría:..... **Labor:**.....
Participantes:.....
.....

CONTROL GEOMECANICO	REFERENCIAS Y NOTAS
PERSONAL RESPONSABLE (15 PUNTOS): PUNTOS REAL ▪ ¿Conoce y aplica en forma correcta los conceptos integrales de las tablas de sostenimiento? (05) ( ) ▪ ¿Realiza el llenado permanente de los partes diarios y el mapeo geomecánico en forma correcta? (04) ( ) ▪ ¿Capacita y motiva a su personal en el conocimiento y aplicación del concepto geomecánico en forma permanente? (03) ( ) ▪ ¿Coordina y comunica a mayor nivel, decisiones de riesgo geomecánico que debe tomar? (03) ( ) PERSONAL DE APOYO (DE LA LABOR) (15 PUNTOS): ▪ ¿El personal de apoyo está informado, capacitado y motivado de las actividades geomecánicas? (04) ( ) ▪ ¿Cuál es el grado de conocimiento y aplicación de los conceptos geomecánicos, uso de la tabla, partes diarios, mapeos geomecánicos y check list en la labor? (04) ( ) ▪ ¿Conoce las especificaciones técnicas y los procedimientos para la colocación de los elementos de soporte? (07) ( )	
CONTROL DEL SOSTENIMIENTO (50 PUNTOS): ▪ ¿Se cumple estrictamente con determinación, las recomendaciones de los planos geomecánicos con respecto al tipo de soporte a colocar? (10) ( ) ▪ ¿Se cumple estrictamente y con determinación las recomendaciones de los tiempos de colocación de los soportes recomendados según el mapeo geomecánico y parte diario? (15) ( ) ▪ ¿Se cumple estrictamente y bajo control las especificaciones técnicas y los procedimientos de colocación del soporte recomendado? (05) ( ) ▪ ¿Durante el mes se realizaron la prueba de control de calidad del sostenimiento instalado? (05) ( ) ▪ ¿Se realiza en forma permanente el seguimiento de la colocación y procedimiento de los soportes? (05) ( ) ▪ ¿Existen las condiciones adecuadas permanentemente para colocar los soportes? (05) ( ) ▪ ¿Existen y están operativos los equipos, herramientas y materiales requeridos para colocar el soporte? (05) ( )	
CONTROL DEL JEFE DE ZONA (20 PUNTOS): ▪ ¿Conoce y capacita a todo personal a su cargo sobre las aplicaciones geomecánicas en forma correcta y oportuna? (10) ( ) ▪ ¿Apoya y soluciona los problemas que se presentan en las labores con respecto a la aplicación de los conceptos geomecánicos? (05) ( ) ▪ ¿Se aplica algún tipo de control para el cumplimiento específico del sostenimiento en general? (05) ( )	
PUNTAJE OBTENIDO: Total (100) ( )	

NOTAS Y CONFORMIDAD:

FUENTE: ÁREA DE GEOMECANICA DE MINA HUARÓN

Cabe resaltar que todas estas herramientas permiten el mejoramiento continuo de la gestión geomecánica y de seguridad, los cuales se evalúan quincenal y mensualmente en el Comité Geomecánico con la participación de la Supervisión de Mina, Geomecánica, Seguridad tanto de la compañía como de las empresas especializadas, generando recomendaciones que permiten una retroalimentación al sistema de gestión.

CONCLUSIONES

- La aplicación de Taladros Largos constituye un método seguro para personal y equipos: La exposición del trabajador es siempre sobre techo seguro, el minado a ejecutarse se realiza en retirada y el equipo de limpieza se opera a control remoto.

- En los Taladros Largos, el éxito de la perforación y voladura en la Mina Huarón, se debe a un trabajo coordinado y en equipo entre los Dptos. de Planeamiento, Geología y Mina.

- En los Taladros Largos, el costo promedio de perforación es de 0.97 US $/t y el costo de voladura es de 0.41 US $/t , los cuales representan el 3.9% y el 1.7% del costo de minado respectivamente.

- Un logro importante con los Taladros Largos lo constituye el factor de carga, cuyo promedio es de 0.48 Kg./Ton para vetas mayores de tres metros como es el caso de donde se aplican los taladros largos en mina Huarón.

- En los tajos de Taladros Largos se ha determinado el minado por tramos, considerando longitudes de 10m., teniendo en cuenta que durante ciclo de minado se realizará simultáneamente los trabajos de relleno de dicho tajos con material detrítico proveniente de los avances.

- En los Taladros Largos, la continuación de los disparos será con una abertura de 15 m según la recomendación geomecánica, desde la cara de la voladura precedente al talud del relleno en la veta Alianza.

- En los Taladros Largos, la correcta utilización de los sistemas de perforación LHB permiten una alta productividad y una dilución controlada.

- En los Taladros Largos, el diseño de las mallas de perforación y voladura permite tener un menor metraje en taladros de producción, y un buen control de la fragmentación del material.

RECOMENDACIONES:

- En los Taladros Largos, los niveles de perforación deben ser bien llevados tratando de lograr que el techo y el piso sean lo más horizontal posible, la altura correcta para el equipo de perforación y mantener el área limpia.

- Para dar un mejor soporte a los tajos de Taladros Largos, el departamento de Ingeniería y Planeamiento debe contratar al menos una pareja adicional de topógrafos para que se encarguen exclusivamente de llevar el control permanente del marcado y levantamiento de los taladros, a fin de determinar un cierre de información: calidad, desviaciones de los taladros antes de ser disparados.

- La consolidación del método de minado con Taladros Largos es factible lograrlo con la capacitación y entrenamiento constante para mantener alta performance, ya que uno de los problemas es la alta rotación del personal.

- En los tajos de Taladros Largos, se deben perforar taladros de

alivio sin carga hacia la caja techo de manera tal de obtener el menor daño posible a dicha caja y por ende, controlar en mayor grado la dilución.

- Para contribuir al éxito de los Taladros Largos, se debe comprar para el Jumbo Rocket Boomer 104 las barras *TUBO-TAC* (inclusive hasta dos unidades en la columna de perforación) lo cual podría ayudar a disminuir la desviación de los taladros.

BIBLIOGRAFIA:

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.*

HUARÓN, *Compendio de Trabajos Realizados en Operaciones Mina, 2008-2010, Perú, 520 p.*

HUARÓN, *Compendio de Reportes Mensuales Mina, 2009-2010, Perú, 328 p.*

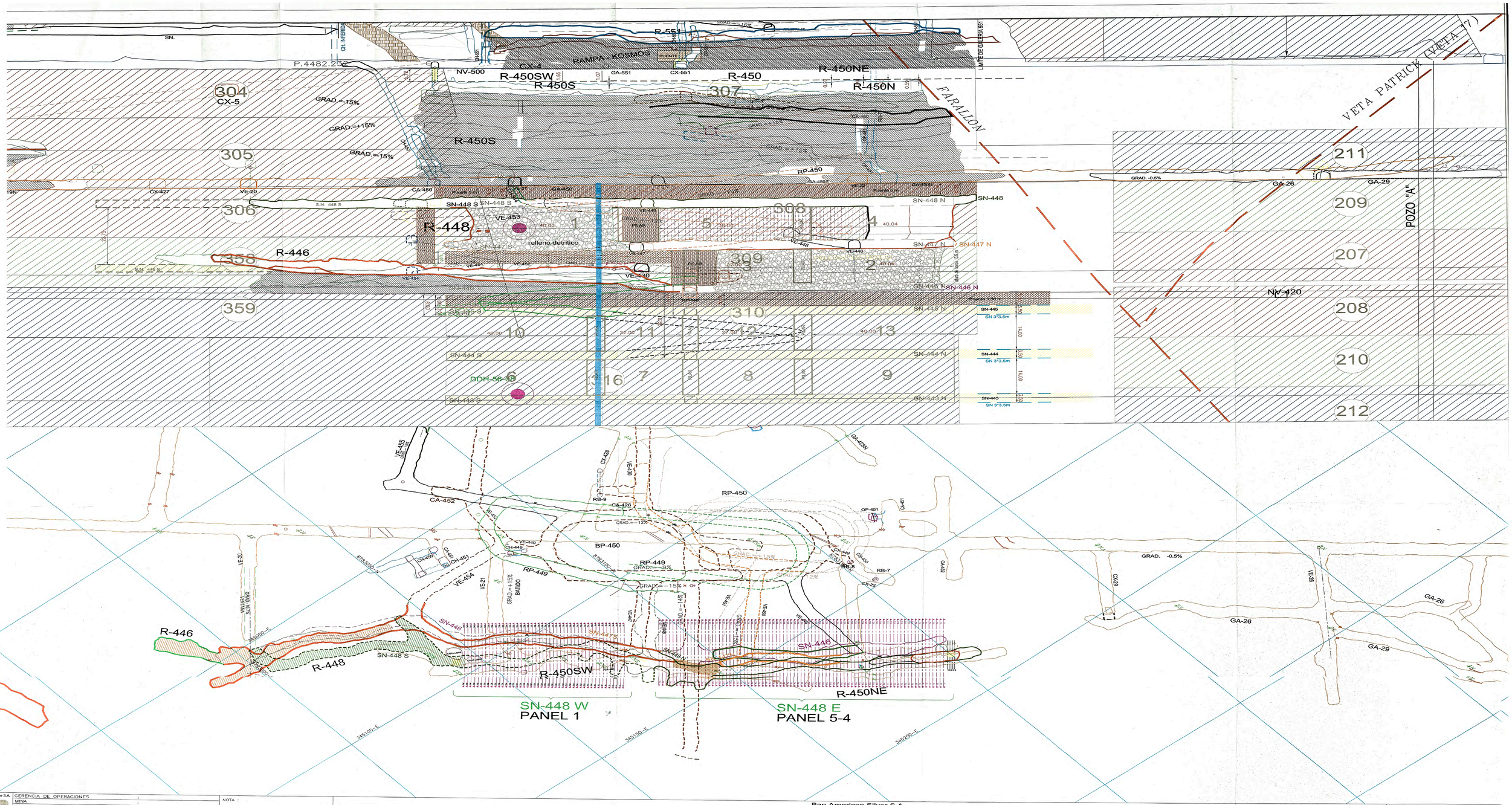
PERÚ. INSTITUTO DE INGENIEROS DE MINAS DEL PERÚ *Resúmenes de Convenciones Mineras, 2005-2009.*

PERÚ. UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA. *Curso Innovaciones Tecnológicas en el Planeamiento de Minado, 2002, Perú, 120 p.*

ANEXOS:

A-1: Plan de Minado del Tajo R-448 (Veta Llacsacocha) 2010-2011.

A-2: Plan de Minado del Tajo R-894 (Veta Alianza) 2010-2011.



Pan American Silver S.A.	GERENCIA DE OPERACIONES :	NOTA :
	MINA :	-ACTUALIZADO: 09 Dec , 2010
	PLANEAMIENTO :	
	GEOLOGIA :	
	SEGURIDAD :	
Huaron		

Pan American Silver S.A.
MINA QUIRUVILCA
UNIDAD HUARON

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA Y PLANEAMIENTO

PLANO TOPOGRAFICO - TAJO R-450

VETA LLACSACOCHA - NIVEL 450

PROYECTO:

DIBUJO: E.E.G.

FECHA: --

PLANO N°

ACTUAL\DIBUJO PLANEAMIENTO\PROYECTOS\ZONA NORTE 500

Pan American Silver S.A.C.	GERENCIA DE OPERACIONES :	NOTA :
	MINA :	
	PLANEAMIENTO :	-ACTUALIZADO: 09 Dec , 2010
	GEOLOGIA :	
	SEGURIDAD :	
Mina Huarón		

COMPAÑIA MINERA HUARON

Pan American Silver Peru S.A.C.

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA Y PLANEAMIENTO

PLANO TOPOGRAFICO TAJO R-894

VETA ALIANZA NIVEL 250

PROYECTO:	
DIBUJO: J.C.V.	PLANO N°
FECHA:	
ESCALA: 1/500	

RUTA : Z:\ACTUAL\DIBUJO PLANEAMIENTO\AREA MINA\TAJOS\Zona Norte\ TAJO R-894 VETA ALIANZA NV-250.dwg