

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA,
MINERA Y METALÚRGICA**



**ANALISIS DE SISTEMAS DE EXTRACCION Y PLANEAMIENTO
ESTRATEGICO DE PROFUNDIZACION DE MINA**

**Informe de Competencia Profesional
Para Optar el Título Profesional de**

INGENIERO DE MINAS

Adolfo Casimiro Merca Conde

**Lima-Perú
2008**

AGRADECIMIENTO

Un eterno agradecimiento a Dios, por darnos la fuerza de voluntad, energía, y salud; para concluir esta etapa de mi vida.

A mi Alma Mater, la Universidad Nacional de Ingeniería y a sus profesores quienes inculcaron en mi una formación no solo profesional si no integral.

Mi sincero agradecimiento a todas las personas que me apoyaron en el desarrollo del presente documento, por su valioso aporte y su desinteresada colaboración; que permitió un análisis consiente del tema desarrollado.

DEDICATORIA

A mis padres Delfín y Eulalia, por darme las fuerzas para seguir adelante y a mi esposa Edith por su constante apoyo y comprensión

TABLA DE CONTENIDOS

LISTA DE TABLAS	vi
LISTA DE FIGURAS	vii
CAPÍTULO I: GENERALIDADES	1
1.1 UBICACION	1
1.2 INFRAESTRUCTURA PREPARADA HASTA EL NIVEL 250	1
CAPÍTULO II: GEOLOGIA	4
2.1. ESTRATIGRAFIA.....	7
2.1.1. ROCAS SEDIMENTARIAS	7
2.1.2. ROCAS INTRUSIVAS (Terciario Inferior – Medio)	8
2.2. MINERALIZACION	9
2.2.1. VETAS.....	9
2.2.2. CUERPO.....	9
2.2.3. TIPO DE ALTERACIONES:.....	9
2.3. PARAGENESIS	11
2.4. RESERVAS HUARON 2007.....	12
CAPÍTULO III: ANÁLISIS DE SISTEMAS DE EXTRACCION DE LA MINA HUARON	13
3.1 INTRODUCCION.....	13
3.2 DESCRIPCION DE ALTERNATIVAS.....	14
3.2.1 Extracción con camiones	14
3.2.2 Extracción sobre fajas-rieles-pique.....	15
3.3 PROGRAMA DE PRODUCCION.....	16
3.4 COMPARACION DE ALTERNATIVAS DE EXTRACCION	19
3.4.1 Alternativa 1 Rampas internas hacia la Rampa Kosmos (Trackless)	19
3.4.2 Alternativa 2 Niveles 180 con Fajas, Nivel 250 con rieles y Pozo “D”	20
3.5 ESTIMADOS DE COSTOS DE CAPITAL.....	21
3.5.1 Alternativa 1 (Continuar con Rampas)	22
3.5.2 Alternativa 2 (Minado Optimo con Rieles-Izaje-Rieles)	22
3.6 ESTIMADO DE COSTO DE OPERACIÓN	23
3.6.1 Alternativa 1 (Continuar con Rampas)	23
3.6.2 Alternativa 2 (Minado Óptimo con Faja-Rieles-Izaje)	23
3.7 EVALUACION ECONOMICA	24
3.8 INTERPRETACION DEL ANALISIS	25
CAPÍTULO IV: PLANEAMIENTO ESTRATEGICO DE LA PROFUNDIZACION AL NV 180	26
4.1 PLANEAMIENTO ESTRATEGICO.....	26
4.1.1 VISION	26
4.1.2 MISION	26
4.1.3 OBJETIVOS Y METAS.....	26
4.1.3.1 OBJETIVOS	26
4.1.3.2 METAS.....	26
4.1.4 FODA.....	27
4.1.4.1 FORTALEZAS	27

4.1.4.2 DEBILIDADES	27
4.1.4.3 OPORTUNIDADES	28
4.1.4.4 AMENAZAS	28
4.1.5 ESTRATEGIA DE GESTION	28
4.2 RESERVAS DEL NIVEL 180	31
4.2.1. POTENCIAL DEL NV 180.....	32
4.3 EVALUACION GEOMECANICA.....	33
4.3.1 ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO	33
4.3.2. ESTABILIDAD ESTRUCTURALMENTE CONTROLADA	34
4.3.3. CONSIDERACIONES SOBRE EL TIPO DE EXPLOSIVO ADECUADO.	36
4.3.3.1. CALIDAD DE LA MASA ROCOSA	36
4.3.3.2. OPERACIONES UNITARIAS DE PERFORACION Y VOLADURA	36
4.3.3.3. EFECTOS DE DAÑO EN LA MASA ROCOSA.....	37
4.4. CARACTERISTICAS GENERALES DE LA PROFUNDIZACION.....	38
4.5. ACTIVIDADES MINERAS.....	39
4.5.1. METODOLOGIA DE TRABAJO.....	39
4.5.2. PERSONAL.....	40
4.5.3. CICLO DE TRABAJO	40
4.6. OPERACIONES UNITARIAS MINERAS	42
4.6.1. PERFORACION.....	42
4.6.2. VOLADURA	43
4.6.3. VENTILACION	44
4.6.4. SOSTENIMIENTO.....	45
4.6.5. LIMPIEZA EXTRACCION	46
4.6.6. SERVICIOS.....	47
4.8. CRONOGRAMA DE PRODUCCION ESTIMADO.....	48
4.9. EVALUACION ECONOMICA o RENTABILIDAD	48
4.9.1. INVERSIONES	49
4.9.2. GASTOS DE CONSTRUCCION.....	50
4.9.3. COSTO DE PRODUCCION	52
4.9.4. PRECIO DE LOS METALES A DICIEMBRE 2006	52
4.9.5. FLUJO DE CAJA ECONOMICO	53
4.9.6 ANALISIS DE SENSIBILIDAD	54
CAPITULO V CONCLUSIONES...	56
CAPITULO VI RECOMENDACIONES.....	58
REFERENCIAS.....	59
APENDICE A.....	60
APENDICE B.....	63
APENDICE C.....	71
APENDICE D.....	73
APENDICE E.....	76
APENDICE F.....	78

LISTA DE TABLAS

Tabla 1. Reservas totales 2007 por familia de vetas	12
Tabla 2. Programa de producción de mineral y avances en años y meses	16
Tabla 3. Ventajas y desventajas de la alternativa 1	20
Tabla 4. Ventajas y desventajas de la alternativa 2	21
Tabla 5. Resumen de Inversiones por años alternativa 1	22
Tabla 6. Resumen de Inversiones por años alternativa 2	22
Tabla 7. Costos de operación alternativa 1	23
Tabla 8. Costos de operación alternativa 2.....	24
Tabla 9. Comparación de Alternativas por el menor VPN de Costos Totales	24
Tabla 10. Reservas probadas/probables por vetas-Nivel 180.....	32
Tabla 11. Recursos por vetas Nivel 180.....	32
Tabla 12. Distribución por tipo de roca.....	33
Tabla 13. Actividades y tiempos del ciclo de trabajo en la Rampa.....	41
Tabla 14. Actividades complementarias.....	41
Tabla 15. Actividades y tiempos del ciclo de trabajo en otras labores.....	41
Tabla 16. Actividades complementarias.....	42
Tabla 17. Parámetros de perforación	43
Tabla 18. Parámetros de voladura	43
Tabla 19. Requerimiento de aire para la rampa.....	45
Tabla 20. Rendimiento de scoop de 3.5yd3.....	46
Tabla 21. Relación de equipos requeridos.....	47
Tabla 22. Producción estimada en el nivel 180	48
Tabla 23. Detalle de obras mineras y gastos	51
Tabla 24. Costos de producción promedio	52
Tabla 25. Precio de los metales promedio durante el año 2006	53
Tabla 26. Flujo de caja económico del proyecto	54
Tabla 27. Parámetros de Base para el Análisis de Sensibilidad	54
Tabla 28. Plan General de Explotación de la Mina Huaron 2008-2017.....	61
Tabla 29. Programa de Producción de Mineral y Desmonte.....	62
Tabla 30. Cronograma de Inversiones y Costo de Operaciones en US\$ -Alternativa 1(Transporte por Rampas).....	64
Tabla 31. Cronograma de Inversiones en US\$ - Alternativa 2 (Faja-Rieles-Pique)	65
Tabla 32. Costo de Operación - Alternativa 2.....	66
Tabla 33 .Costo Unitario de Transporte Niveles 500 y 600	67
Tabla 34. Costo Unitario de Transporte Faja nv 100_250 - Rieles nv. 250 -Pique.....	68
Tabla 35. Costo Unitario de Transporte Rieles nv. 250	69
Tabla 36. Costo de Capital Estimado para Rehabilitar el Pique D.....	70
Tabla 37. Evaluación Económica por Valor Presente Neto de Costos Totales	72
Tabla 38. Precio de los Metales Año 2006.....	74
Tabla 39. Costo del Proyecto Profundización Mina al nivel 180.....	75
Tabla 40. Iteración entre el VPN, el VPT y el Costo Operativo	77
Tabla 41. Iteración entre el VPN, Ley de Plata y el Costo Operativo.....	77

LISTA DE FIGURAS

Figura 1. Plano de ubicación mina Huaron	3
Figura 2. Plano geológico de Huaron	6
Figura 3. Esquema estratigráfico de Huaron	8
Figura 4. Esquema Estructural de Huaron.....	10
Figura 5. Distribución Actual de la Mina Huaron (Planta)	14
Figura 6. Distribución Actual de la Mina Huaron (En 3D).....	18
Figura 7. Evolución del precio de la plata y el zinc en el año 2006.....	53
Figura 8. Flujo Acumulado del proyecto.....	54
Figura 9. Variación del VPN con respecto al Costo Operativo y VPT	55
Figura 10. Variación del VPN con respecto al Costo Operativo y Ley de Plata.....	55

INTRODUCCIÓN

Actualmente la mina Huaron viene trabajando entre los niveles 250 y 600, entre los cuales ha establecido diferentes zonas de producción, en la búsqueda de mantener las actuales leyes de cabeza y mantener los ritmos de producción programados en el Long Term Plan, es que se decide realizar la profundización de la mina en la búsqueda de futuras zonas de producción y reservas minables

Con la profundización de la mina los costos actuales de minado se incrementan en las actividades de servicios, es así que en la búsqueda de obtener siempre mejores resultados se realiza un análisis del sistema de extracción que se viene empleando en la mina Huaron donde se estudian las alternativas para el cambio del sistema de extracción, lo cual permita mantener y/ o reducir los costos actuales

A la fecha se vienen ejecutando los trabajos de rehabilitación del pique “D” que va desde el nivel 500 al 250, a la par también se viene ejecutando la excavación de la Rampa 180, que se dirige a la zona Nor-Oeste de la mina, en donde se realizara todo el desarrollo del nivel 180, y la construcción de la infraestructura para el sistema de acarreo e izaje de mineral y desmonte

Se viene explotando las reservas comprendidas entre los niveles 250 y 600, para lo cual se utiliza fundamentalmente el método de corte y relleno ascendente mecanizado y convencional (scoop y winches) este método es el más utilizado en Huaron, el cual tiene la ventaja que permite una mejor selección del mineral, obteniendo un porcentaje de dilución controlable, presentando como desventajas una baja productividad y seguridad

OBJETIVOS

Establecer directivas claras para los próximos diez años, implementando un sistema de extracción que sea capaz de ser sostenible en el tiempo para una pronta expansión de la mina Huaron, para lo cual también se esta a la búsqueda de medios accesibles, en un corto plazo, a las reservas probadas y probables que se encuentran en los niveles inferiores.

RESUMEN EJECUTIVO

Dentro del plan de expansión de la mina Huaron, se identificó como una de las principales actividades críticas a la actividad del transporte del mineral y del desmonte producto de la explotación y los avances realizados, la cual se convirtió en una punto crítica producto de la falta de unidades y baja disponibilidad por parte de las contratistas que brindaban este servicio a la mina

Es por esta razón, que se realiza un análisis del sistema actual de extracción (alternativa 1) versus otras alternativas (alternativa 2 faja-rieles-pique), las cuales pudieran suplir el transporte por volquete

Se evaluaron estas dos alternativas, realizando el cálculo de las inversiones y el costo operativo necesarios, para cada una de ellas durante la vida de la mina, esto ayudo a tomar decisiones en base a las ventajas y desventajas que cada alternativa presentaba

El análisis dio como resultado, que se obtenía un mayor VPN para los costos de la alternativa 1, por lo tanto la alternativa más recomendable es la de transportes por faja-riel-pique, si bien la alternativa 1 requería menor inversión así como también menor tiempo de implementación; a lo largo de la vida de la mina resultaba la más conveniente ejecutar la alternativa 2, porque nos permitía ser independientes del manejo del transporte por parte de terceros

Así también se realiza una justificación técnico económica de la rampa de profundización hacia el nivel 180, realizando un análisis de sensibilidad que nos muestra que tan factible es la realización de nuestro proyecto ante la variación de los precios de los metales, la ley de cabeza o el costo operativo, el resultado de este análisis nos confirmó que la inversión realizada en el proyecto de profundización era justificable por la cantidad de reservas y el valor de mineral que se manejaría en esa zona

Se muestra todo el detalle de la inversión requerida para la implementación de este nuevo sistema de extracción por fajas, en el cual se tiene el diseño de la rampa, el diseño del sistema de faja y su posterior izaje hacia la planta concentradora.

CAPÍTULO I: GENERALIDADES

1.1 UBICACION

La unidad minera de Huarón se encuentra ubicada en el distrito de Huayllay de la Provincia y Dpto. de Pasco, a 40 Kms al S 30° W de la ciudad de Cerro de Pasco, en el flanco Este de la cordillera occidental de los Andes. Sus coordenadas geográficas son:

76°25' 21.8'' de Longitud Oeste y

11°00' 00.0'' de Latitud Sur

con una altitud entre 4,250 y 4,800 m.s.n.m

En esta unidad se explotan minerales de Plata, Zinc, Plomo y Cobre. Está a 6 Kms del pueblo de Huayllay y es accesible por la carretera central, desde Lima-La Oroya-Cerro de Pasco donde se recorren 287 Kms hasta la localidad de Villa de Pasco, de donde se toma la carretera a Canta-Lima en un recorrido de 37 kms, hasta la mina de Huarón. También es accesible por dos carreteras afirmadas alternas, la de Lima-Canta-Huarón con un recorrido de 215 Kms y la de Lima-Huaral-Huaron con un recorrido aproximado de 210 Kms (véase Figura 1)

1.2 INFRAESTRUCTURA PREPARADA HASTA EL NIVEL 250

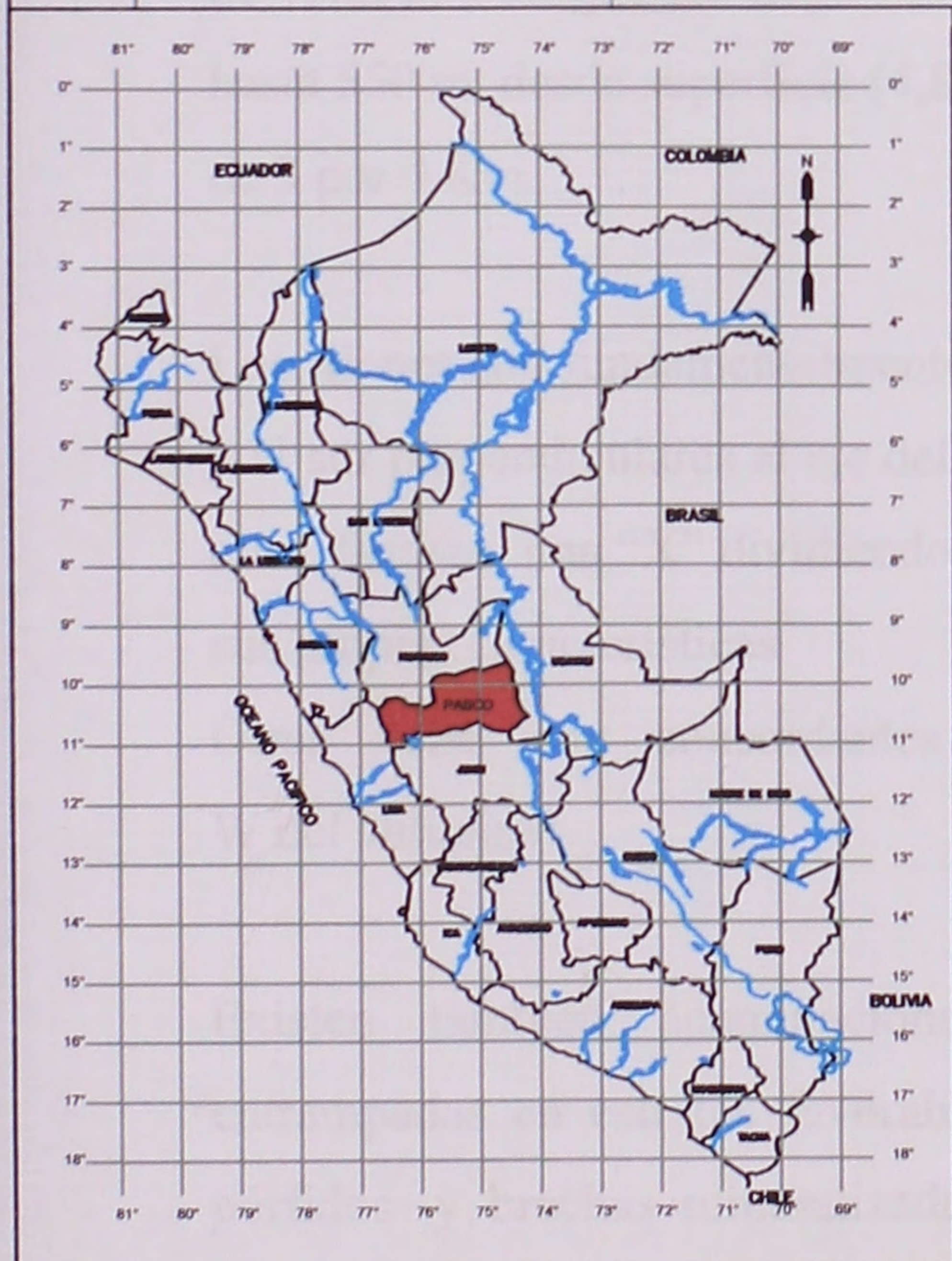
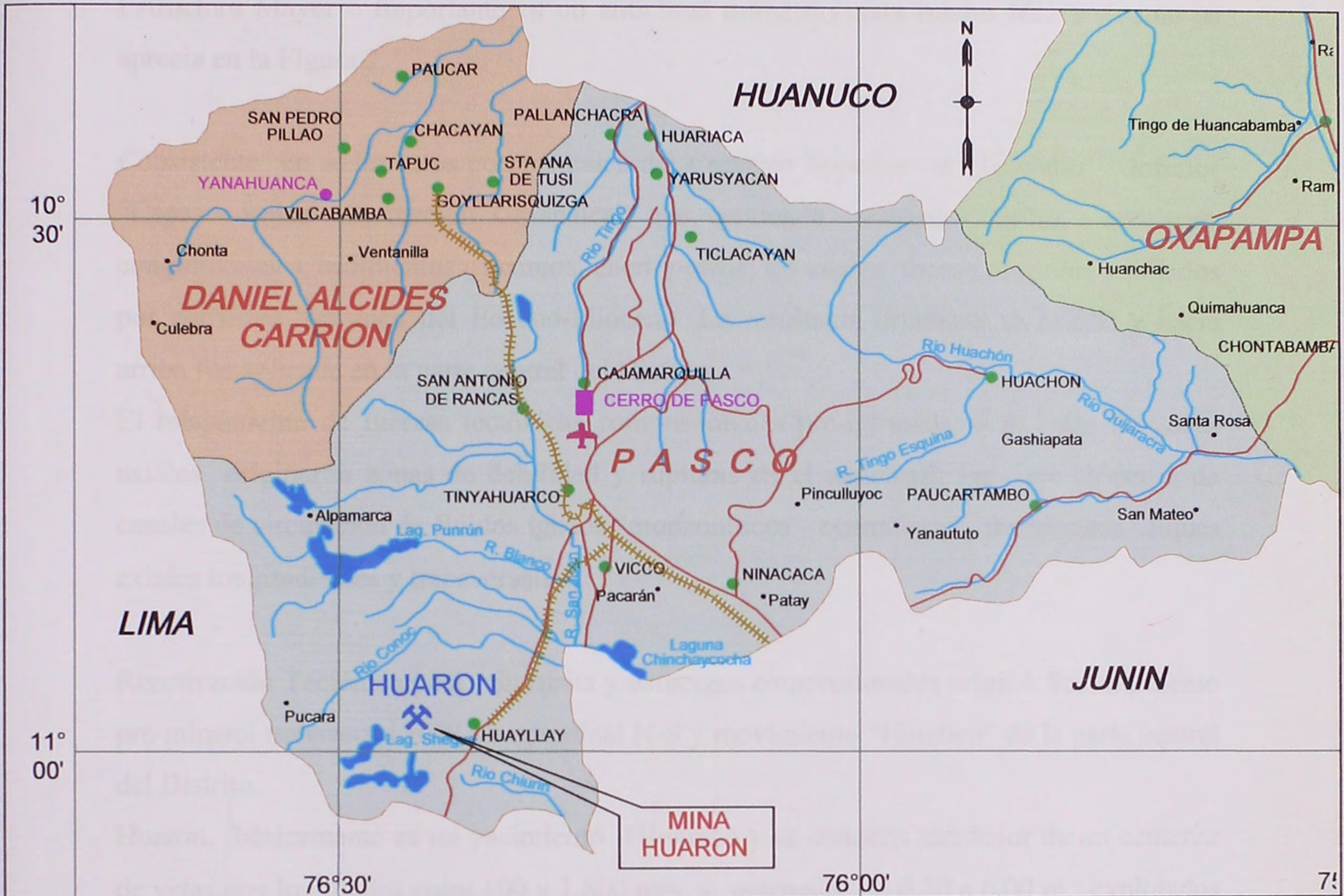
En la zona Norte y Sur de la mina, actualmente se tiene una infraestructura construida hasta el nivel 250, la cual es accesible mediante rampas y es a través de ellas por donde se extrae el mineral y desmante con volquetes de 20 tns

El nivel 500 se utiliza actualmente como nivel de extracción para toda la zona alta de la mina, contando con un sistema de rieles el cual traslada el mineral a la planta concentradora que se encuentra a este mismo nivel.




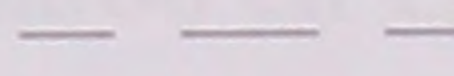


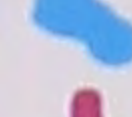

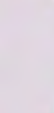

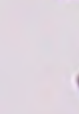

Se cuenta con un nivel principal de drenaje y ventilación, que es el nivel 250 el cual en décadas pasadas sirvió también como nivel de extracción, a este nivel tenemos ligado varios piques como son el pozo Bardet, pique A y el pique D (que se ubica cercanamente a la Planta Concentradora), los cuales llegan hasta el nivel 500.

El año pasado se construyó una moderna planta de relleno hidráulico con capacidad para almacenar 300 ton. de relave por día, con la finalidad de satisfacer el incremento de producción en los próximos años.

Figura 1. Plano de ubicación mina Huaron



LEYENDA

-  FERROCARRIL
-  LIMITE INTERNACIONAL
-  LIMITE REGIONAL
-  LIMITE PROVINCIAL
-  VIA ASFALTADA
-  RIO
-  LAGUNA
-  AEROPUERTO
-  CAPITAL DE LA PROVINCIA
-  CAPITAL DEL DISTRITO
-  CAPITAL DE LA REGION
-  CENTRO POBLADO

CAPÍTULO II: GEOLOGIA

Estructura Mayor e importante es un anticlinal asimétrico con rumbo N25°W, como se aprecia en la Figura 2.

Consistente en sedimentos continentales del Cretáceo Superior al Terciario Inferior “Capas Rojas Formación Casapalca” que contienen margas, lutitas, areniscas, conglomerados, sedimentos calcáreos, chert y otros; los cuales fueron plegados y fallados por actividad tectónica del Eoceno-Plioceno. La resultante orientada al N65°E y hacia arriba fue aplicada en la parte central del Distrito.

El relajamiento de fuerzas tectónicas compresionales pre-intrusivas a lo largo de zonas axiales originaron zonas de debilidad y rupturas en el anticlinal; los que sirvieron de canales de circulación de fluidos ígneos “monzoníticos - cuarcíferos” formándose diques axiales longitudinales y transversales.

Reactivación Tectónica post – intrusiva y esfuerzos compresionales originó fracturamiento pre-mineral transversal E-W, longitudinal N-S y movimiento “Horstico” de la parte central del Distrito.

Huaron, básicamente es un yacimiento Filoniano y se conocen alrededor de un centenar de vetas con longitudes entre 100 y 1,800 mts y potencias de 0.30 a 6.00 m. explotados hasta 550 m. desde superficie (4,830) hasta el nivel base Huaron (4,250) en un área aprox. de 3 por 4 Km.

Los filones son fundamentalmente de rumbo E-W con buzamientos entre 60° y 88° al norte y al sur perpendiculares al eje del anticlinal, limitados por 2 grandes fallas de cizalla que forman una “X” dividiendo el anticlinal de Huaron en Cuatro sectores; cada una con sus propias características

Otras vetas son concordantes con la estratificación y solo se presentan en el flanco W del anticlinal.

Existen también acumulaciones de minerales de forma irregular “Bolsonadas” entrampadas en estratos favorables (conglomerados y chert) así como pequeños pórfidos y brechas mineralizadas relacionadas a intersecciones de vetas.

Estudios microscópicos han podido determinar 91 especies minerales entre mena y ganga, Ag, Zn, Pb, Cu, constituyen el objeto de su explotación donde la Ag es el 80% del mineral económico.

Los principales minerales son: Sulfosales de Ag-Cu (Tetraedrita), Esfalerita, Galena, Tenantita junto con Cuarzo, Pirita, Rodocrosita, Rodonita, Manganocalcita y alabandita.

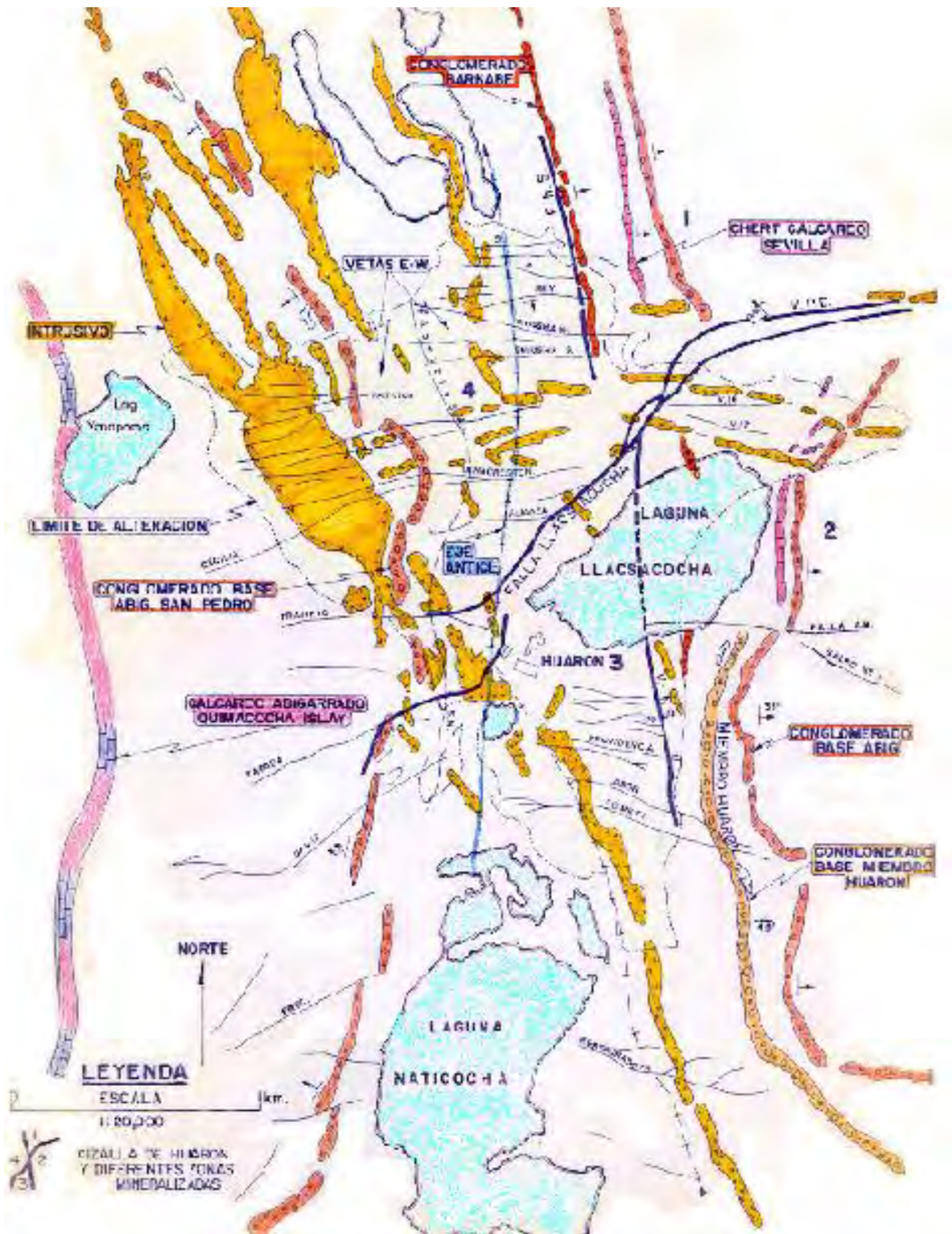


Figura 2. Plano geológico de Huarón

2.1. ESTRATIGRAFIA.

La secuencia de formación se muestra en la Figura 3.

2.1.1. ROCAS SEDIMENTARIAS

FORMACION JUMASHA (Cretáceo Superior):

Es la Unidad más antigua, siendo la base de la columna estratigráfica correspondiente al cretáceo superior formado por calizas y Dolomías grises claras y rosadas intercaladas con pequeños horizontes de carbón y presencia de fósiles Gasterópodos mal preservados. El afloramiento más típico de este grupo se encuentra en el distrito de Canchacucho a 10 km. Al norte de Huarón.

FORMACIÓN CASAPALCA “CAPAS ROJAS” (cretáceo Superior-Eoceno):

Consta de dos miembros:

Las capas rojas inferiores que consisten en una secuencia de areniscas y margas con intercalaciones delgadas de estratos de lutitas grises, con un espesor de 200 a 500 m. **Las capas rojas superiores**, formada por conglomerados silíceos con clastos de cuarcita semiredondeados a bien redondeados que van desde los 1 cm. a los 15 cm. de matriz arenácea y ligeras estratificaciones, tiene un espesor de 40 m., se le conoce como el conglomerado Barnabé. Seguidamente existe una secuencia calcárea de calizas silicificadas y dolomitizadas conocidas como el chert Sevilla.

FORMACIÓN ABIGARRADA (Terciario medio – Oligoceno Superior)

Miembro Huarón, secuencia compuesta por conglomerados abarcados por la silicificación de los chert y areniscas, lutitas y limolitas calcáreas de color marrón (100 m.)

Abigarrada Superior, compuesta por conglomerados conocidas como San Pedro y areniscas.

VOLCÁNICOS TERCIARIOS

Una primera fase corresponde a los volcánicos del Mioceno que consiste en Andesitas y Basaltos de color rojizo.

Una segunda fase, corresponde a los volcánicos del Plioceno, compuesto por material piroclástico: tufos grises, brechas y cenizas volcánicas.

Estas rocas cubren gran extensión y son conocidas como el Bosque de Rocas de Huayllay.

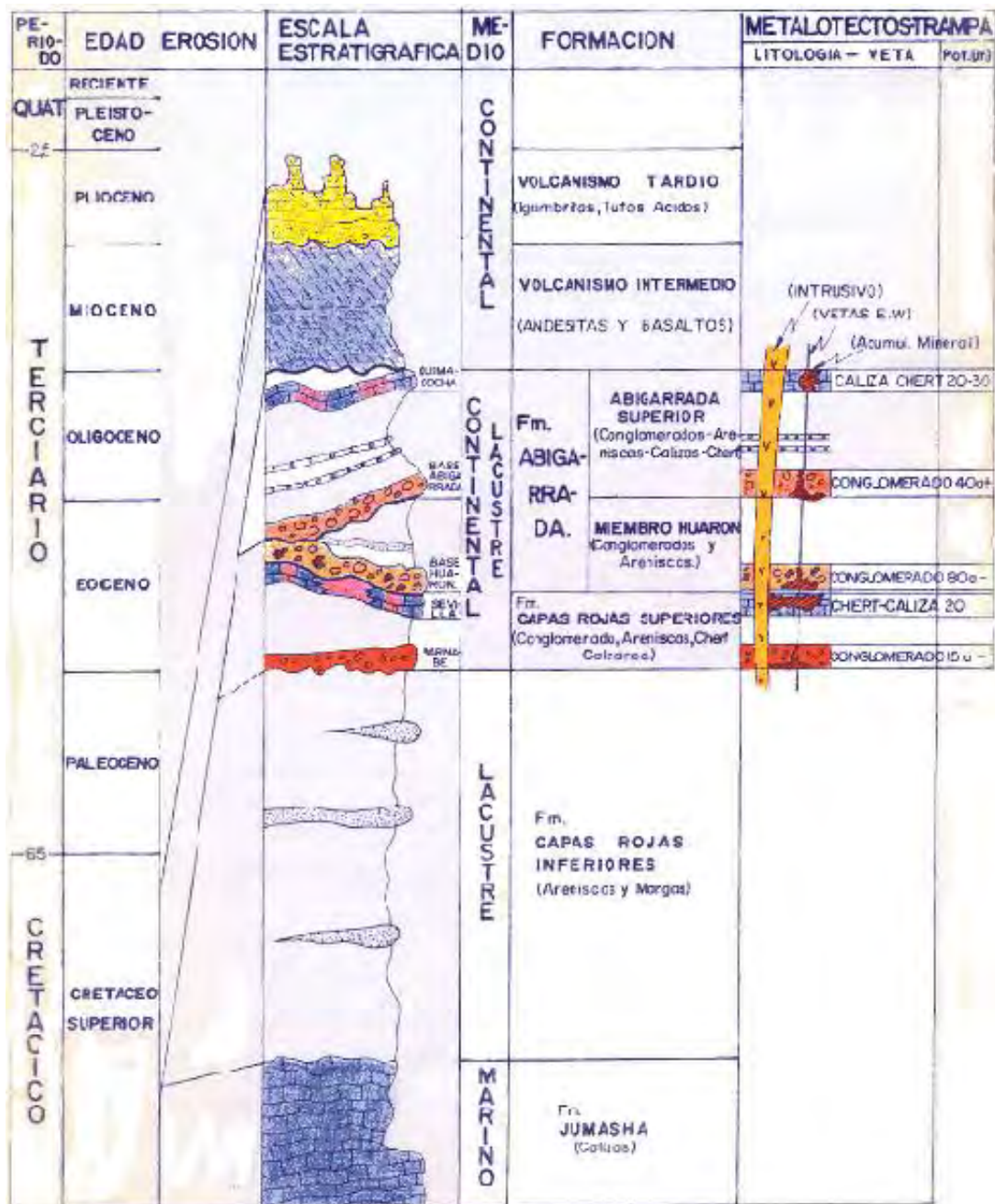


Figura 3. Esquema estratigráfico de Huarón

2.1.2. ROCAS INTRUSIVAS (Terciario Inferior – Medio)

Son cuerpos irregulares de diferente tamaño que afloran en el área del yacimiento en forma de diques. Debido al relajamiento tectónico en la parte convexa del anticlinal, se originaron zonas de debilitamiento a lo largo de las cuales se produjeron rupturas que sirvieron para la circulación y emplazamiento de fluidos de composición monzonítica en forma de diques longitudinales y transversales. Estos diques han desplazado muy poco los horizontes litológicos y no han producido metamorfismo de contacto en las rocas encajonantes y se encuentran alterados a sericitización, caolinización y fuerte piritización.

2.2. MINERALIZACION

En Huaron, la mineralización esta asociada a Yacimientos Hidrotermales ligadas al magmatismo andino del Paleógeno.

La mineralización de mena esta representada por tetraedrita-tenantita, esfalerita-marmatita, calcopirita-enargita, galena , entre las principales.

La ganga esta representada por cuarzo, pirita, rodocrosita, rodonita, manganocalcita y alabandita

2.2.1. VETAS

En la Zona Norte existen estructuras de este tipo con orientación E – W y N – S. Como ejemplo tenemos:

V. Cuatro.

V. Juanita.

V. Martín.

V. Roque

V. Paola.

V. Lucero.

V. Jimena, etc.

Estas son aproximadamente de 0.50 cm hasta 2 m.

También esta la presencia del Manto Susan con un ancho promedio de 1.1 m.

2.2.2. CUERPO

Se tiene al Cuerpo San Pedro, este cuerpo es producto del reemplazamiento mineralógico en el conglomerado en una matriz arcillosa. Teniendo muy buenos valores de Ag – Pb – Zn.

Esta mineralización se da cuando las estructuras E – W, llegan al contacto marga – conglomerado.

2.2.3. TIPO DE ALTERACIONES:

Silicificación

Piritización

Propilitización

Caolinización

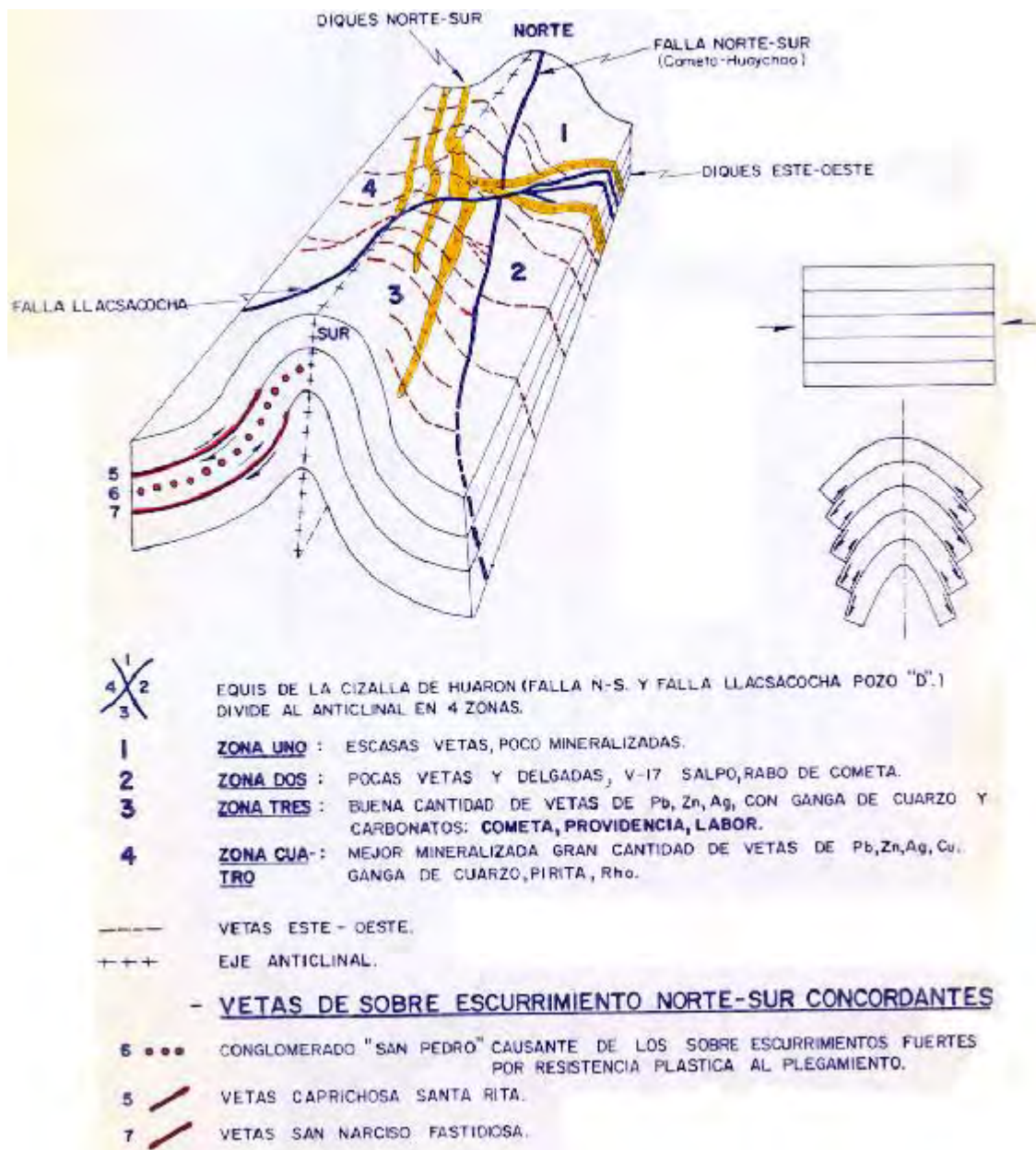


Figura 4. Esquema Estructural de Huaron

2.3. PARAGENESIS

Estudios detallados de los diferentes tipos de mineral y de fases de alteración hidrotermal de 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 (véase Figura 4)

Las primeras vetas de Huarón fueron de Cuarzo-Pirita básicamente.

La segunda mineralización fue de Galena, Esfalerita y Plata con ganga de Cuarzo-Pirita.

La tercera mineralización con Blenda, Galena y ganga de Rodocrosita con alta Ley de Plata.

Una cuarta mineralización con Cuarzo, Pirita y minerales, de Cobre básicamente Sulfosales (éstos últimos pueden tener origen secundario).

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

Estudio 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

La mineralización de Huaron se debe al magmatismo Mioceno (7 a 8 M.A y es post intrusiva).

En forma generalizada, los precipitados se distribuyen según el zonamiento siguiente:

La Zona de Cobre.- Conformada por las asociaciones minerales de alta temperatura que acompañan tanto a la enargita que se ubica en la parte central del distrito, como a la tetraedrita , que se sitúa en la periferia.

La Zona de Zinc-Plomo.- Constituida por los minerales de temperatura intermedia que acompañan a la esfalerita marrón (marmatita) y a la galena, que se sitúan en el área periférica a la zona de cobre.

La Zona de Zinc-Plomo-Plata.- Constituida por los precipitados de baja temperatura que contienen minerales de plomo-zinc con valores altos de plata y que se sitúan en la perifería del distrito.

Estos ciclos de mineralización han sido precedidos por intrusiones cuarzo-monzoníticas en los diques N-S y E-W, ubicados en la parte central del anticlinal, presentando una fuerte alteración hidrotermal, caracterizada por la presencia de silicificación, epidotización, y piritización.

2.4. RESERVAS HUARON 2007

Huaron tiene programado un total de reserva minable de 8,686,855 toneladas a Enero del 2007, con los rendimientos actuales de producción la vida de la mina sería de 12 años, como la producción se incrementaría a 70,000 ton/mes, esta reserva permitiría una operación por 10 años mas

El detalle de las reservas totales se muestra en la Tabla 1

Tabla 1. *Reservas totales 2007 por familia de vetas*

FAMILIA	A.T.(m)	Ag	Cu	Pb	Zn	VPT	TONELADAS
ALIANZA	2.57	169.09	0.45	1.27	3.68	49.02	1,128,256
CAPRICHOSA	2.47	228.07	0.07	3.11	2.79	75.55	523,135
CONSTANCIA	1.86	102.23	0.07	1.42	3.57	48.87	349,744
FASTIDIOSA	2.52	185.64	0.27	1.38	2.16	58.86	1,555,737
GAVIA	1.88	216.29	0.14	1.59	2.42	72.93	631,209
LLACSACOA	2.75	176.29	0.49	0.23	1.45	54.44	219,852
PATRICK	1.81	199.71	0.11	2.55	4.28	81.99	1,131,199
SAN NARCISO	2.33	169.23	0.33	1.17	2.47	65.09	876,672
TAPADA	2.20	249.99	1.18	0.77	2.10	84.09	468,646
TRAVIESO	1.76	133.73	0.16	2.49	4.51	65.68	508,266
YANACRESTON	2.09	183.06	0.13	1.97	3.98	71.69	1,294,141
Total general	2.22	184.90	0.28	1.71	3.16	66.41	8,686,855

Fuente: Reservas geológicas mina Huaron –PASSA

CAPÍTULO III: ANÁLISIS DE SISTEMAS DE EXTRACCION DE LA MINA HUARON

3.1 INTRODUCCION

La mina Huaron para un mejor manejo y distribución de las reservas ha decidido dividir la mina en cuatro zonas las cuales son:

SE, SW, NE y NW y, siendo el nivel 500 el plano de referencia para la zona alta y baja de la mina.

Siendo los límites de estas divisiones en el plano horizontal las vetas principales cuyas direcciones van de Este a Oeste y de Norte y Sur, como son la veta Travieso y las vetas Constancia y San Narciso, como se muestra en la Figura 5.

Actualmente el 35% de la producción se realiza por medio de rieles y el 65% restante por medio de volquetes, lo que creemos que representa mas desventajas que ventajas, comparado con otros sistemas. El sistema de extracción por volquetes fue originalmente seleccionado, porque era la manera mas rápida y con la menor inversión de capital de reiniciar las operaciones de la mina

Debido a que las reservas con mayor ley de plata se encuentran en los niveles inferiores, nos vemos con la necesidad de realizar labores de desarrollo con finalidad de profundizar la mina, esto implica que tanto para la extracción de desmonte como de mineral utilicemos volquetes comerciales de 25 tns.

Este estudio presenta una nueva alternativa de extracción a fin de reducir los costos y preparar la mina para su expansión. También incluye la inversión de capital requerido para implementar el sistema de extracción y poner la nueva área en producción.

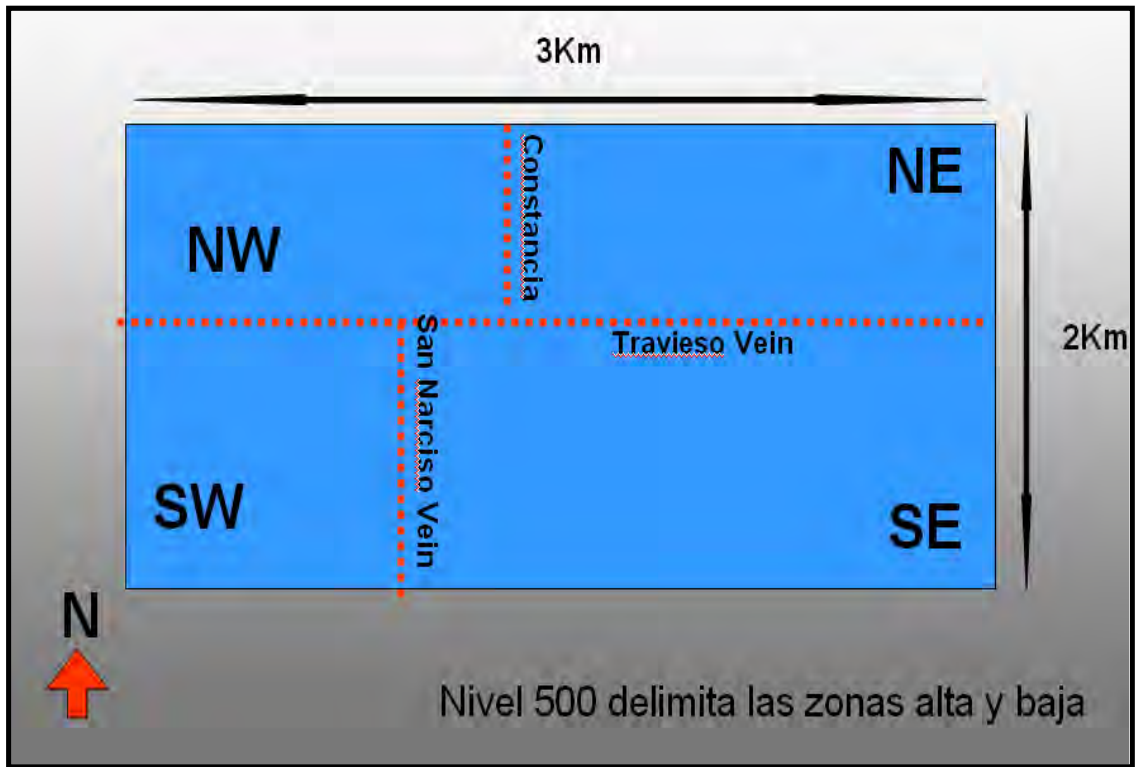


Figura 5. *Distribución Actual de la Mina Huaron (Planta)*

3.2 DESCRIPCION DE ALTERNATIVAS

El Nuevo sistema de extracción se está proponiendo solamente para la nueva mina, debido a que la vieja mina está ya desarrollada con rampas a la sección apropiada para los camiones y la diferencia de los costos de extracción no paga la inversión de capital que se requeriría para preparar esta área de la mina para una extracción sobre rieles.

En ambas alternativas, los métodos de minado son los mismos.

3.2.1 Extracción con camiones

Como en la mina vieja, con esta alternativa, la nueva mina tendría que desarrollarse para hacer que los camiones acceden a los puntos de transferencia de los tajos. El trabajo requerido sería el siguiente:

Desarrollar nuevos ramales y cruceros de 4mx4m desde el sistema de rampas existente.

Sostenimiento.

No se requiere equipo y/o infraestructura adiciones.

Otra infraestructura como chutes en los puntos de transferencia, tuberías a los tajos, etc., no se enumera aquí por ser los mismos para las dos alternativas.

3.2.2 Extracción sobre fajas-rieles-pique

Un sistema completo de extracción tiene que ser implementado, el cual recibe el mineral y desmante de los diferentes niveles de producción, para su posterior descarga en la planta de chancado primario y en la cancha de desmante respectivamente. El trabajo requerido es el siguiente:

Construcción de un sistema de recepción y transporte en el nivel 180, (sistema de fajas) para descargar el mineral en el nivel 250 y su posterior traslado a la planta.

Desquinche de la labor existente de una sección 2.5mx2.5m a 3.0mx3.0m, a fin de darles el tamaño para las locomotoras trolley.

Desarrollo de nuevos cruceros.

Sostenimiento.

Instalación de línea férrea, tanto en interior mina como en superficie..

Instalación de la línea trolley, incluyendo las subestaciones rectificadoras. Algunos de estos equipos podrían estar disponibles de otra unidad, pero dependerá del programa de producción final de esa mina. Si esto es posible, entonces será una ventaja adicional de esta alternativa.

Excavación de echaderos de mineral y desmante desde los niveles 500 hacia el nivel 250. Esto además proveerá una capacidad de almacenamiento y por lo tanto flexibilidad a la extracción.

Instalación de los chutes de carga a carros mineros.

Construcción de un volteadero de skips y un transportador de faja hacia la actual tolva de chancado.

Implementación de dos locomotoras trolley de 12 ton y 18 carros mineros tipo Granby de 120 p3. La segunda locomotora podría estar disponible y dependerá del programa de producción final de dicha mina.

Expansión del sistema de suministro eléctrico a la unidad minera. Actualmente el sistema está muy ajustado y por lo tanto inestable y no será capaz de tomar la carga

adicional por los nuevos equipos de acarreo, así como la carga adicional en la mina debido al incremento de producción. Este total adicional será del orden de 300 kW. Alguna reducción de la demanda es esperada en ventilación, pero no en los primeros meses.

Si bien esta inversión es necesaria para garantizar la operación sobre fajas, rieles y pique, principalmente será una preparación para el proyecto de Expansión de la Producción, hasta alrededor de 70,000 ton/mes, debido a que incrementará la capacidad de un actual 5.8 MW a 8.0 MW.

3.3 PROGRAMA DE PRODUCCION

Se ha elaborado un programa de producción a 10 años al cual se le ha denominado Long Term Plan, esto debido a que necesitábamos identificar cuales eran nuestras prioridades a futuro y poder empezar con los trabajos que se requieren de acuerdo a un programa establecido. El detalle de este programa se presenta el Apéndice A-1

El ritmo de producción se ha incrementado solamente hasta la capacidad máxima de la planta concentradora que es alrededor de 70,000 ton/mes.

El programa detallado de producción se muestra en el Apéndice A-2 y que se resume a continuación en al Tabla 2:

Tabla 2. Programa de producción de mineral y avances en años y meses

	Rubros	Produccion en Ton/Años									
		2,008	2,009	2,010	2,011	2,012	2,013	2,014	2,015	2,016	2,017
TOTAL MINA HUARON	Mineral	717,364	725,368	713,807	712,059	720,625	720,754	726,833	724,255	725,924	779,921
	Mineral de avances	71,736	72,537	71,381	71,206	72,063	72,075	72,683	72,426	72,592	77,992
	Desmonte	195,249	189,754	179,344	172,282	173,450	177,837	180,323	173,821	174,222	187,181

	Rubros	Produccion en Ton/Mes									
		2,008	2,009	2,010	2,011	2,012	2,013	2,014	2,015	2,016	2,017
TOTAL MINA HUARON	Mineral	59,780	60,447	59,484	59,338	60,052	60,063	60,569	60,355	60,494	64,993
	Mineral de avances	5,978	6,045	5,948	5,934	6,005	6,006	6,057	6,035	6,049	6,499
	Desmonte	16,271	15,813	14,945	14,357	14,454	14,820	15,027	14,485	14,518	15,598

La actual área de operación o la “mina vieja” consiste de:

Zona Norte, de los niveles 250 al 500,

Zona Sur, de los niveles 250 al 500, y

La zona Norte 500

Estas áreas son accedidas por la rampa Kosmos como su ingreso principal y por un conjunto de ramales de ella a las diferentes áreas, y por el túnel del nivel 500 para acceder a las zonas del Norte 500

La nueva mina consiste de:

La Zona Norte, al este de la zona norte “vieja”, desde los niveles 180 al 500 y en la zona Nor-Oeste sobre el 500 en una segunda etapa.

La Zona Sur, al este de la “vieja” zona sur desde el nivel 250 hasta superficie.

Estas zonas se muestran en la Figura 6.

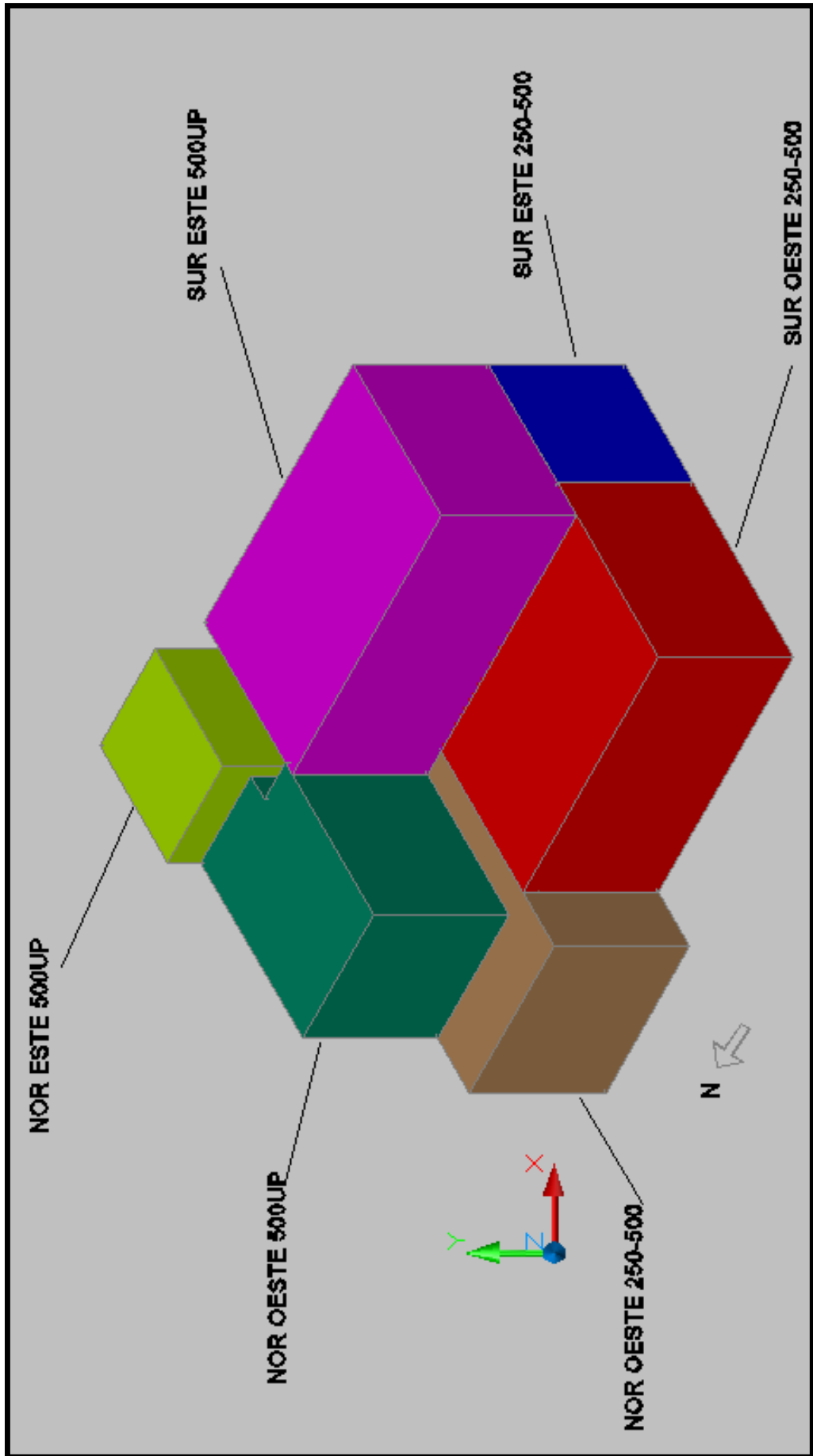


Figura 6. Distribución Actual de la Mina Huaron (En 3D)

3.4 COMPARACION DE ALTERNATIVAS DE EXTRACCION

En este análisis de Reconversión, se ha investigado las siguientes alternativas para el transporte de mineral localizados entre los niveles 500 y 180 en Huarón desde la mina hacia la planta en superficie.

Alternativa 1- Rampas internas hacia la Rampa Kosmos

Alternativa 2- Transporte utilizando Rieles, Fajas e Izaje

3.4.1 Alternativa 1 Rampas internas hacia la Rampa Kosmos (Trackless)

Un estudio técnico económico fue completado para la Alternativa 1 tomando en consideración lo siguiente:

Esta alternativa está basada en la reserva mineral de Huarón entre los niveles 500 y 180 con las rampas internas actuales en la zona Norte y Sur hacia la rampa principal Kosmos, utilizando equipo trackless. Ver Apéndice F-1

El mineral será transportado a superficie utilizando una combinación de equipo trackless (scoops de 3.5 yd³ y volquetes de 24 toneladas) para transportar el mineral desde los echaderos de tajos hacia la planta utilizando el sistema de rampas internas (4m * 4m).

Los requerimientos para infraestructura y flota de equipos han sido aumentados para alcanzar el tonelaje diario de 2,500 tpd.

La alternativa 1 tiene ventajas y desventajas, así como una comparación con la otra alternativa evaluada, se detalla en la Tabla 3.

Tabla 3. *Ventajas y desventajas de la alternativa 1*

Ventajas	Desventajas
<ul style="list-style-type: none"> • Equipo trackless puede ser empleado y reubicado en toda la mina, lo cual provee flexibilidad al sistema • Máxima eficiencia para el manejo de mineral, como el mineral es manejado solo una vez, solo si los echaderos están equipados de chutes. • Alta capacidad de tonelaje. • Transferencia de grandes volúmenes no representa un problema • Rápido arranque versus un arreglo de instalación de planta, faja y pozo de izaje. • Reducido costo de capital para el arranque en relación a las otras alternativas. 	<ul style="list-style-type: none"> • Requerimientos de una significativa ventilación local. También para humos y disipación de calor • Se requieren grandes excavaciones para la operación de los volquetes (4m. X 4m.), incrementando el costo del mantenimiento del sostenimiento y riesgos en cuanto a seguridad durante el desarrollo de los niveles inferiores. • Método discontinuo de transferencia. • Posiblemente una dedicación o control a la extracción.

3.4.2 Alternativa 2 Niveles 180 con Fajas, Nivel 250 con rieles y Pozo “D”

Un estudio técnico-económico fue completado para la Alternativa 2 tomando en cuenta lo siguiente:

Esta alternativa está basada en las reservas minerales de Huarón comprendidas entre los niveles 180 y 500, la faja transportadora llevara el mineral desde el nivel 180 hacia el nivel 250, donde descargará a ore passes los cuales conectan al sistema principal trolley en el nivel 250, el cual conduce el mineral al sistema de izaje central (Pozo “D” rehabilitado) izando el mineral al nivel 500, donde es transportado a la planta concentradora. Ver Apéndice F-2

La faja transportadora estara basada en las especificaciones del proveedor (FCM) sobre la faja, (36” de ancho, 850m de largo y 150 tph) capacidad máxima de 2,500 tpd. El diseño preliminar está completo. Apéndice F-3

El mineral que se encuentra por encima del nivel 250 será transportado por equipos LHD (scoops de 3.5 yd³) desde los echaderos de mineral hacia los ore passes, los cuales conectan al nivel 250 con línea trolley donde es transportado hacia el rehabilitado Pozo “D”. El mineral es izado al nivel 500 donde es transportado hacia la planta en superficie. Ver apéndice F-4

Durante la inspección se confirmó que el Pozo “D” (4 m x 3m) podría ser rehabilitado mediante el retiro del enmaderado existente, y en donde la condición de las paredes del pozo lo amerite, se instalarán nuevas guías y enmaderados para encontrar los requerimientos de Huarón. Se ha considerado la instalación de un winche reacondicionado de 300 HP, 1,500 RPM y capacidad de 2,000 tns por día.

La alternativa 2 tiene ventajas y desventajas que es comparada con la otra alternativa evaluada; que se detalla en la tabla 4

Tabla 4. *Ventajas y desventajas de la alternativa 2*

Ventajas	Desventajas
<ul style="list-style-type: none"> • Método empleado y aceptado como transporte en el Perú • Menor aire/calor contaminados versus equipos trackless, lo cual reduce los flujos de ventilación • Alto costo de capital para la implementación • Potencialmente reduce los requerimientos de mano de obra por mantenimiento • Disponible para automatización con una potencial reducción de mano de obra para la operación • Posible para utilizar el desarrollo existente para la instalación del sistema de izaje 	<ul style="list-style-type: none"> • El mineral debe tener la granulometría adecuada para el izaje • Dificultad de construcción de nuevos accesos debidos a la infraestructura y a los requerimientos de producción en marcha. • Limitada capacidad de tonelaje • Control/manipuleo/remoción de material atrapado a través del sistema (previo al izaje del mineral) • Triple manipuleo de mineral debido al transporte de mineral, lo cual reduce la eficiencia. • El sistema trolley provee poca flexibilidad y mantenimiento, más aún en ambientes húmedos. • El más alto costo de Capital y mayor tiempo requerido para implementar el sistema de transporte.

3.5 ESTIMADOS DE COSTOS DE CAPITAL

Los estimados de costos de capital se refieren a infraestructura relativa al sistema de transporte y a los rubros que son afectados según el sistema en uso. Se consideran dos alternativas, la Alternativa 1 (continuar con rampas) y la Alternativa 2 (cambio gradual de Rampas a Fajas-Rieles-Izaje). Cabe destacar que para alcanzar el objetivo de producir 70,000 tms/mes en cada alternativa, las inversiones necesarias en varios sistemas y servicios es el mismo, salvo el caso de las inversiones en ventilación, volumen de desmonte a transportar y consumo de energía eléctrica, que marcan la diferencia entre alternativas.

3.5.1 Alternativa 1 (Continuar con Rampas)

En el caso de continuar trabajando con rampas, la inversión necesaria para incrementar la producción a 70,000 tms/mes y mantenerla en estos niveles requiere la inversión que se resume en la Tabla 5, cuyo detalle por rubros, incluyendo servicios, se muestra en el Apéndice B-1

Tabla 5. *Resumen de Inversiones por años alternativa 1*

Años	Monto de Inversiones en US\$
2008	3,525,568
2009	4,567,563
2010	3,701,158
2011	3,729,065
2012	3,508,962
2013	3,507,467
2014	3,531,571
2015	3,507,772
2016	3,729,065
2017	3,508,962

3.5.2 Alternativa 2 (Minado Optimo con Rieles-Izaje-Rieles)

El minado óptimo asume ejecutar el proyecto de cambiar gradualmente el sistema de transporte de rampas a fajas-rieles-izaje

La inversión es específicamente en la infraestructura del nivel 250 y nivel 180 y, en el sistema de izaje por el pozo “D”, inversión que se resume en la Tabla 6. el detalle de estas inversiones se muestra en el Apéndice B-2

Tabla 6. *Resumen de Inversiones por años alternativa 2*

Años	Inversiones en US\$		
	Nivel 250	Pozo D	Faja
2008	3.749.258		
2009	2.017.825	2.316.318	1.346.700
2010	4.377.271		
2011	2.253.092		
2012	2.063.894		
2013	2.063.894		
2014	2.063.894		
2015	2.063.894		
2016	2.063.894		
2017	2.063.894		

Infraestructura

La inversión de ventilación, relleno hidráulico, aire comprimido y energía eléctrica están incluidos en los montos de las fases antes mencionadas

3.6 ESTIMADO DE COSTO DE OPERACIÓN

Para comparar los costos de operación de las dos alternativas, se han efectuado los estimados del costo de transporte involucrado en cada caso y se le ha agregado el correspondiente costo de ventilación que básicamente implica el consumo de energía en cada caso. Los otros rubros como aire comprimido, relleno hidráulico y drenaje no se incluyen por ser constante en cualquier alternativa

3.6.1 Alternativa 1 (Continuar con Rampas)

En esta alternativa se considera continuar con el sistema de transporte por rampas, los costos unitarios se incrementan básicamente por la ventilación adicional requerida para alcanzar a producir las 70,000 tms/mes y el costo de operación total se incrementa además por el mayor volumen de desmonte que origina comparado al transporte faja-rieles-izaje. El costo estimado es del orden de 3.8 \$/tms, cuyo resumen se observa en la tabla 7.

Tabla 7. *Costos de operación alternativa 1*

RUBRO	\$/tms
Transporte LHD (0.15 km)*	1.26
Transporte camiones tajo-planta (3.5 km)*	2.00
Mantenimiento de Rampas*	0.05
Ventilación	0.49
Total Costo Operaciones	3.80

* Incluye 27% por Gastos Generales y 7% por Utilidad

Los detalles se observan en el Apéndice B-3

3.6.2 Alternativa 2 (Minado Óptimo con Faja-Rieles-Izaje)

El costo de operación de esta alternativa se subdivide de acuerdo al tipo de transporte involucrado y se resume en la Tabla 8, los detalles se encuentran en los Apéndices B-4, B-5, B-6.

Tabla 8. *Costos de operación alternativa 2*

RUBRO	\$/tms
Costo Unitario de Transporte por Sistema Actual (Rampa Kosmos)	3.81
Costo Unitario Rieles Niv.250- Izaje	1.17
Costo Unitario Rieles Nv 500-600	1.37
Costo Unitario Faja-Rieles 250 -Pique	1.56

3.7 EVALUACION ECONOMICA

Basado en el horizonte de las reservas explotables del Plan General de Explotación del Apéndice A-1 y considerando los ritmos de producción proyectados del 2,008 al 2,017 se ha elaborado el análisis económico de las alternativas, en la que el menor NPV de los costos de capital mas los costos de operación, demuestra la mejor alternativa económica. La Tabla 9 resume el resultado del análisis.

Tabla 9. *Comparación de Alternativas por el menor Valor Presente Neto de Costos Totales*

Descripción	Años									
	2,008	2,009	2,010	2,011	2,012	2,013	2,014	2,015	2,016	2,017
Costo Capital Alternativa 1 (000's US\$)	3,526	4,568	3,701	3,729	3,509	3,507	3,532	3,508	3,729	3,509
Costo de Operación (000's US\$)	3,925	4,568	3,701	3,907	3,964	3,965	3,998	3,984	3,907	3,964
Total (000's US\$)	7,458	9,143	7,409	7,642	7,479	7,479	7,536	7,498	7,642	7,479
Costo Capital Alternativa 2 (000's US\$)	3,749	5,681	4,377	2,253	2,064	2,064	2,064	2,064	2,064	2,064
Costo de Operación (000's US\$)	2,539	2,494	2,008	1,355	1,713	1,598	1,460	1,230	1,252	1,326
Total (000's US\$)	6,293	8,182	6,391	3,611	3,780	3,665	3,527	3,297	3,319	3,392
Ahorro por año (000's US\$)	1,164	961	1,018	4,031	3,700	3,814	4,009	4,201	4,323	4,087

Alternativa	NPV (15%)*
1 Continuar con Rampas	(US\$) 38.896.673
2 Faja-Rieles-Pique	(US\$) 25.575.270

*Tasa de oportunidad para empresas de mediana minería

El detalle de la evaluación se muestra en el Apéndice C-1

3.8 INTERPRETACION DEL ANALISIS

Después del análisis es importante decir:

La inversión por la implementación del sistema de extracción sobre fajas, rieles y pique se recupera en el cuarto año y es fuertemente recomendada.

Los ahorros del sistema de extracción propuesto no terminan en el 2017, sino que continúan por el resto de la vida de la mina. El análisis no ha incluido esos años, porque otros componentes entran en la ecuación, como son una posible profundización del pique para extraer las reservas de los niveles inferiores al nivel 180

Con la implementación del sistema de extracción propuesto, la mina queda preparada para la expansión y los siguientes requerimientos de capital (asociados a la expansión de la producción) serán principalmente en la planta. Para los servicios de mina, principalmente generación de aire comprimido, algo de expansión será requerido.

- a) La alternativa con menor inversión inicial es transportar todo con camiones, pero es la menos ventajosa a largo plazo por el incremento de costos de transporte a futuro.
- b) La alternativa de emplear el Pozo D del 250-500, cuenta con estudios de factibilidad previamente realizados lo que eventualmente podría ser una ventaja.
- c) Debido a considerar volúmenes conservadores de recursos minerales, el estudio de las diferentes alternativas analizadas, tendrá mayores posibilidades de cumplirse con éxito.

CAPÍTULO IV: PLANEAMIENTO ESTRATEGICO DE LA PROFUNDIZACION AL NV 180

4.1 PLANEAMIENTO ESTRATEGICO

4.1.1 VISION

“Ser el mejor modelo de operaciones mineras en toda la Corporación de Pan American Silver en el Perú”

4.1.2 MISION

“Conjunto de labores y esquemas que darán una mejor rentabilidad y continuidad a las operaciones en la Unidad Huarón”

4.1.3 OBJETIVOS Y METAS

4.1.3.1 OBJETIVOS

- Prolongar la Rampa Negativa al nivel 180, desarrollando 1,700m en 18 meses
- Desarrollar y preparar las vetas de Fastidiosa, Cuatro, Anita y Margarita con un metraje de 500m, en 6 meses
- Comenzar a partir del 2009 con 70,000 Tns

4.1.3.2 METAS

- Avances en Rampa: 2.5 m/disp
- Avances en Cruceros, By Pass y ventanas: 1.56 m/disp
- Reducir en un 70% el uso de madera, reemplazándolo por sostenimiento mecanizado (pernos cementados, shotcrete, etc)
- Reducir en un 15% los gastos de aire comprimido por el uso de terceras líneas
- Incrementar la productividad en los tajos en un 10%

4.1.4 FODA

4.1.4.1 FORTALEZAS

- Buen clima organizacional en la Unidad
- Buenas relaciones inter personales
- Deberes y responsabilidades bien definidas
- Buena comunicación inter áreas
- Se tiene experiencia por haber desarrollado la profundización al 250
- Personal receptivo a los cambios
- Se cuenta con reservas que justifican la profundización al 180
- Mejor manejo en cuanto a exploraciones que van dirigidas con mayor criterio.
- Experiencia en el control de la dilución
- Manejo de costos bajos en la operación minera, se pueden reducir más
- Manejo de personal técnico y obrero bajo contrato.
- Poder mejorar los rendimientos en labores de avance y producción
- Se tiene un Sistema de Informática en uso
- Se cuenta con programas específicos por áreas
- Existe la cultura de trabajo en equipo
- Reuniones semanales de trabajo entre áreas
- Evaluación de gastos y costos
- Evaluación de índices de gestión de seguridad

4.1.4.2 DEBILIDADES

- Vetas tipo rosario
- Blocks probados/probables son definidos muchas veces por un solo lado (no están reconocidos en altura), lo que hace una baja recuperación de los blocks.
- Equipos mineros muy antiguos, de bajo performance
- Bajos índices operativos en avances y producción.
- El uso de madera para sostenimiento, hace lento los avances y de baja productividad
- Incremento el costo por Bombeo

- Incremento de los costos de extracción y transporte para la evacuación de material.

4.1.4.3 OPORTUNIDADES

- Las leyes de Plata en la veta Cuatro están aumentando a medida que se profundiza el yacimiento
- Encontrar mineral fresco sin la presencia de óxidos, los cuales están presentes en los minerales que venimos explotando cerca de superficie
- Se cuenta con un buen potencial de recursos para convertirlos en reservas a corto plazo
- Los buenos precios de los metales
- Aumento de probabilidad de la inversión a razón de los buenos precios
- El mercado cuenta con competitividad para alquiler de equipos en condiciones ventajosas para la empresa

4.1.4.4 AMENAZAS

- Agotamiento prematuro de reservas en los niveles superiores
- Poco tiempo que se dispone para reponer blocks ya explotados
- Inestabilidad en los precios de minerales
- Ausencia de la inversión (compra de equipos)

4.1.5 ESTRATEGIA DE GESTION

La gestión estratégica, pretende integrar a las personas en el sistema organizacional para vincularse directamente a la estrategia empresarial, su visión, misión y valores, con el objetivo de movilizar creativamente, las capacidades y talento de los individuos y equipos, hacia el logro de objetivos de desarrollo corporativo y social.

La estrategia de alcance que se va a aplicar es la de: “REDUCCIÓN DE COSTOS MEDIANTE LA ASIGNACIÓN DE LA PRODUCTIVIDAD A LOS COSTOS”, el cual pasare a explicar:

Un grave y muy generalizado error consiste en concentrar la atención fundamentalmente en los costos. Se determina su origen, se controlan y se reducen al más absoluto mínimo. Esto podría ser un error por dos razones:

- En primer lugar, el costo no debe desvincularse del rendimiento. La reducción de los costos como objetivo en sí produce inevitablemente una reducción del rendimiento. Esto origina una disminución de la productividad en el largo plazo.
- En segundo lugar, en ocasiones debe admitirse un aumento de los costos para alcanzar una meta importante de rendimiento.

La asignación de la productividad a los costos es una técnica para redistribuir el presupuesto correspondiente a las distintas actividades de manera tal que aumente la productividad total. Esta técnica se opone a las tradicionales reducciones lineales de los costos que eliminan lo bueno junto con lo malo. La técnica propuesta determinar las partidas de costos que son esenciales, así como la suma de dinero que se necesita para mejorar la productividad.

La base teórica de esta técnica es el análisis y la redistribución de las cuatro categorías de costos:

- Costos suprimibles: Son todas aquellas actividades que pueden ser evitadas o eliminadas debido a que sólo consumen recursos, no generando valor agregado ya sea para la empresa o para sus clientes y consumidores. También podemos mencionar a título de ejemplo actividades innecesarias, duplicidades, actividades que no corresponden con la misión principal de la empresa.
- Costos reducibles: Correspondientes a aquellas actividades que mediante su mejora continua, rediseño, utilización de nueva tecnología o tercerización son factibles de reducción. La simplificación, combinación, reordenamiento o eliminación de partes de la actividad, el rediseño de los procesos o de los productos o servicios, conforman distintas posibilidades a los efectos de reducir los costos asignados a estas actividades en el presupuesto.
- Costos controlables: Utilizados en actividades que no siendo pasibles ni de eliminación, ni de reducción debemos hacer objeto de un sistemático control. La mejor forma de controlar la evolución de dichos costos es mediante la

utilización del Control Estadístico de Procesos (CEP). El uso del CEP permite determinar de manera efectiva cuando las variaciones de los costos son normales al funcionamiento del proceso y cuando son asignables a causas especiales. Mediante la utilización del CEP y la aplicación del Círculo de Deming consistente en Planear – Realizar – Evaluar y Actuar (PREA) se puede lograr la reducción sistemática de los costos.

- Costos efectivos o eficaces: Representan aquellas actividades que por los altos rendimientos generados por cada unidad monetaria invertida o consumida constituyen segmentos del presupuesto a incrementar a los efectos de producir incrementos más que proporcionales en las utilidades o beneficios sobre todo en el mediano y largo plazo.

Las actividades esenciales en función de su productividad son:

- Eficacia de los costos
- Control de los costos
- Reducción de los costos
- Redistribución de los costos

En la puesta en práctica de dicha metodología de trabajo pueden representarse gráficamente tanto las actividades realmente efectuadas en el pasado, con sus respectivos niveles de productividad, o bien las actividades presupuestadas para el próximo ejercicio.

- El primer paso consiste efectuar un listado de todas las actividades realizadas por la empresa, asignando a cada una de ellas los respectivos costos y niveles de productividad.
- En segundo lugar deberán ordenarse éstas actividades en función a sus niveles de productividad.
- Tercero: graficar y clasificar las actividades y sus niveles de productividad en función a los tipos de costos antes enunciados (suprimibles / eliminables / evitables; reducibles; controlables; y efectivos).
- Pasar los costos (redistribuir) de actividades eliminables a actividades de alto rendimiento. Las diferencias resultantes de la reducción de costos también deben ser asignadas a las actividades generadoras de alto rendimiento.

A los efectos de evitar temores por parte del personal cuyas actividades sean eliminadas, se debe concientizar a éste no sólo de dicha necesidad de cambio, sino además asegurarle un destino a actividades más productivas.

Una forma de encarar esta labor desde el punto de vista de las actividades es clasificarlas en necesarias e innecesarias en función al valor agregado para la empresa, y en productivas e improductivas en función a que tan bien son utilizados los recursos. Lo primero a tener en cuenta siempre es la necesidad de una determinada actividad, pues no importa que tan eficientemente ésta se desarrolle si no están destinados a lograr un incremento en el valor agregado.

Cómo puede observarse la metodología en cuestión es de fácil interpretación y aplicación. Su principal secreto a la hora de la puesta en práctica es la labor de concientización, asegurando al personal la conservación de sus puestos de trabajo.

La otra forma de aplicarlo es directamente desde la cima organizacional y mediante el apoyo de consultores internos (staff) o externo, aunque en ésta opción deberá hacerse frente a la resistencia de parte del personal, para lo cual puede hacerse uso de la metodología de “campos de fuerza” a los efectos de identificar previamente los factores impulsores (favorables al cambio) y restrictivos (que restringen y frenan el cambio), de manera tal de fortalecer los primeros y reducir la fuerza de los segundos.

Debe quedar claro que el objetivo principal de la metodología en cuestión es la reducción sistemática de los costos por unidad monetaria de ingresos. Es por ello que dicha metodología constituye un complemento indispensable en el Presupuesto Base Cero.

4.2 RESERVAS DEL NIVEL 180

Las reservas probadas/probables del nivel 180 a Diciembre del 2006, presentados por el área de geología se muestran en la Tabla 10, donde se tiene un resumen por vetas:

Tabla 10. Reservas probadas/probables por vetas-Nivel 180

CATEGORIA	NIVEL	VETA/RAMAL	TON	Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Ag (gr)	VPT(\$)		
PROBADO	180	ANITA RAMAL	15,072.27	2.30	4.39	0.12	322.44	104.46		
		CUATRO RAMAL	73,610.75	1.12	2.42	1.69	294.78	105.12		
		FASTIDIOSA RAMAL 1	21,775.43	1.58	3.27	0.25	364.96	106.62		
		FASTIDIOSA RAMAL 4	13,698.09	1.35	3.63	0.22	233.90	79.57		
		JUANITA RAMAL	26,473.97	1.05	1.89	2.00	334.39	114.46		
		JULY RAMAL	13,794.29	4.03	3.69	0.04	228.05	83.20		
		MARGARITA RAMAL	11,223.59	2.46	3.62	0.14	590.18	157.98		
		PATRICK	20,026.71	3.47	4.65	0.08	235.79	89.92		
		FASTIDIOSA	42,672.88	3.41	2.75	0.09	313.76	94.77		
		FASTIDIOSA RAMAL 1	7,099.76	2.19	3.67	0.17	340.77	104.30		
Total PROBADO			245,447.75	2.08	3.03	0.80	313.15	102.92		
PROBABLE	180	ANITA RAMAL	25,893.55	4.65	4.86	0.22	399.14	131.44		
		CUATRO RAMAL	73,610.75	1.12	2.42	1.69	294.78	105.12		
		FASTIDIOSA RAMAL 1	35,618.76	2.02	2.70	0.18	310.32	91.38		
		FASTIDIOSA RAMAL 3	5,828.18	6.53	5.30	0.25	397.64	139.22		
		FASTIDIOSA RAMAL 4	40,612.82	1.69	2.60	0.13	211.51	67.92		
		JUANITA RAMAL	35,086.08	1.37	1.76	1.64	340.94	110.81		
		JULY RAMAL	19,317.06	3.79	3.25	0.05	222.50	78.73		
		MARGARITA RAMAL	11,200.65	2.34	3.55	0.14	586.30	156.42		
		MILY RAMAL	11,348.96	1.46	6.50	0.09	162.21	80.50		
		XIMENA RAMAL	4,443.68	1.59	0.42	0.17	371.05	89.02		
		PATRICK	20,026.71	3.47	4.65	0.08	235.79	89.92		
		FASTIDIOSA	42,672.88	3.41	2.75	0.09	313.76	94.77		
		Total PROBABLE			325,660.07	2.36	3.03	0.65	302.23	99.12
		TOTAL RESERVAS			571,107.81	2.24	3.03	0.71	306.92	100.75

4.2.1. POTENCIAL DEL NV 180

Los recursos presentados también en el inventario de reservas a Diciembre 2006 por geología, nos dan una buena expectativa para el futuro, los cuales se resumen en la Tabla 11.

Tabla 11. Recursos por vetas-Nivel 180

CATEGORIA	NIVEL	VETA/RAMAL	TON	Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Ag (gr)	VPT(\$)
RECURSO MEDIDO	180	CUATRO RAMAL	20,273.91	2.47	1.98	0.19	444.14	117.03
		LLACSACOCCHA NORTE	35,464.97	1.09	5.31	0.32	240.93	92.35
		LLACSACOCCHA SUR	68,321.86	0.80	3.50	0.40	169.57	66.02
		SHIUSHA RAMAL C	14,629.95	4.52	8.33	0.32	238.13	119.55
		POZO D	14,107.42	0.81	2.61	0.06	99.83	40.69
		TRAVIESO	99,517.12	0.01	4.65	4.56	82.63	110.59
Total RECURSO MEDIDO			252,315.22	0.88	4.32	1.99	167.45	93.09
RECURSO INDICADO	180	LLACSACOCCHA NORTE	35,464.97	1.09	5.31	0.32	240.93	92.35
		LLACSACOCCHA SUR	44,159.93	0.89	3.75	0.42	177.63	69.90
		SHIUSHA RAMAL C	14,629.95	4.52	8.33	0.32	238.13	119.55
		POZO D	14,107.42	0.81	2.61	0.06	99.83	40.69
		TRAVIESO	99,517.12	0.01	4.65	4.56	82.63	110.59
Total RECURSO INDICADO			207,879.39	0.75	4.69	2.35	141.93	94.72
RECURSO INFERIDO	180	PATRICK	20,026.71	3.47	4.65	0.08	235.79	89.92
		DANITZA RAMAL	12,614.44	8.77	7.65	0.19	466.94	173.70
		FASTIDIOSA RAMAL 1	21,417.05	1.87	3.72	0.23	357.38	108.24
		FASTIDIOSA RAMAL 4	36,995.22	1.77	2.66	0.13	215.02	69.33
		JUANITA RAMAL	35,086.08	1.37	1.76	1.64	340.94	110.81
		JULY RAMAL	13,794.29	4.03	3.69	0.04	228.05	83.20
		MARTIN RAMAL	43,084.29	3.99	3.06	0.12	296.05	94.91
		MILY RAMAL	11,348.96	1.46	6.50	0.09	162.21	80.50
		ROQUE RAMAL	16,750.54	4.16	5.11	0.11	321.46	113.47
		ROSA RAMAL	12,657.91	1.44	1.30	0.25	296.77	79.28
		ROXANA RAMAL	14,289.39	0.34	0.84	1.68	245.18	82.46
		FASTIDIOSA	42,672.88	3.41	2.75	0.09	313.76	94.77
Total RECURSO INFERIDO			280,737.75	2.90	3.27	0.39	291.94	96.32
TOTAL RECURSOS			740,932.36	1.61	4.02	1.49	207.46	94.77

4.3 EVALUACION GEOMECANICA

4.3.1. ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO

A razón de efectuar la estabilidad apropiada del macizo rocoso durante la construcción de la Rampa y demás excavaciones se realizaron en primer término su zonificación geomecánica con base a evaluaciones con instrumentación simple (clavos, picza) y observaciones subjetivas desarrollados en las áreas circundantes y cuya inferencia posibilita someramente una clasificación geotécnica por zonas a lo largo de los 850m del recorrido y trazo que tiene la Rampa en sus dos tipos de roca. Ver Apéndice D-5. Para los casos de las labores de exploración, desarrollo y operación mina (Cruceiros, By Pass, Ventanas, Chimeneas de servicios) necesarios para la explotación del nivel 180, se han definido diferentes tipos de roca, en la Tabla 12, se puede observarse la distribución que se ha obtenido.

Tabla 12. *Distribución por tipo de roca*

EVALUACION GSI	LF/B-R-P, F/B-R, MF/B	F/P, MF/R	F/R, F/P, MF/R	F/MP, MF/P, IF/R	F/MP, MF/MP, IF/P	MF/MP, IF/P, IF/MP	IF/MP
Descripcion Macizo Rocoso							
Rampa Negativa	X		X		X	X	X
Crucero principal	X		X	X	X		X
By Pass, Ventanas, Estocadas, Chimeneas Serv.			X	X	X	X	X
Vetas, Chimeneas exploracion.			X		X		X
Caja piso veta			X				
Caja techo veta			X		X		
Tiempo maximo de exposicion sin sostenimiento.	5 años	5 años	1 mes	15 dias	5 dias	1 dia	Inmediato
Tipo de sostenimiento en avances.	A	A	B	C	D	E	F
	Sin factor Influente	Sin factor Influente	Con factor Influente	Sin factor Influente	Con factor Influente	Sin factor Influente	Con factor Influente

Donde:

A	Perno ocasional
B	Perno Sistemático 1.5 x 1.5 (malla o cinta ocasional)
C	Perno Sistemático 1.2 x 1.2 (malla o cinta ocasional)
D	Perno Sistemático 1 x 1 y malla o Sh 2" con fibra.
E	Perno Sistemático 1 x 1 y Sh 4" con fibra.
F	Cimbras metálicas o cuadros de madera esp. 1 m c/u.

Las recomendaciones del tipo de soporte o refuerzo para el logro de la estabilidad del macizo rocoso producida la excavación propiamente dicha, son diseños basados en los sistemas de aplicación usados por Hoek and Brown (GSI); ello permite determinar el requerimiento en cuanto al consumo de materiales necesarios para el soporte o refuerzo indicado.

4.3.2. ESTABILIDAD ESTRUCTURALMENTE CONTROLADA

La geometría tridimensional de las excavaciones subterráneas en relación a la orientación espacial de los sistemas de discontinuidades, constituyen planos de debilidad influenciando directamente en las condiciones de estabilidad. A este tipo de estabilidad se le denomina “estabilidad estructuralmente controlada”. Los planos de debilidad, al intersectarse, forman cuñas o bloques en las paredes y techos de las excavaciones, pudiendo colgarse, rotarse o deslizarse.

La información levantada para el estudio de estabilidad, corresponderá a:

- Orientaciones espaciales de los principales sistemas de discontinuidades presentes [DIP = Buzamiento y DIP DIR = Dirección de Buzamiento].
- Dirección de avance del punto monitoreado [rumbo de la labor].
- Resistencia al corte de las discontinuidades, densidad del macizo rocoso y factores de seguridad.

Los resultados de las evaluaciones efectuadas localizadas en las zonas de explotación y desarrollo, verificaran los siguientes comportamientos de estabilidad:

a) Zonas de Exploración, Desarrollo y Preparación – Rampas, By Pass y Ventanas:

Conforme a las dimensiones de las labores evaluadas, se verifica la formación de cuñas, en las zonas comprometidas a la bóveda y hastiales de la excavación, siendo en algunos casos inevitables la condición de colapso.

Asimismo se verifica la formación de cuñas distribuidas en la bóveda de la excavación, asociadas principalmente a alturas en promedio de 0.45m, las cuales tienen la categoría de inevitable colapso.

Las cuñas se forman por la intersección de tres sistemas de discontinuidades. Esa ocurrencia verifica un debilitamiento de la masa rocosa que se evidencia en los tipos: lajamiento y acuñamiento en tajeos y de la misma forma en las labores de preparación.

Las cuñas que se forman en las esquinas de las excavaciones evaluadas, son de volumen pequeño, motivo por el cual deberá incidirse en campañas de desate progresivo y redesate en los frentes de avance, principalmente en las labores de preparación.

b) Zonas de Explotación – Tajeos:

Conforme a las dimensiones de los tajeos, se verificará la formación de cuñas en la zona de la bóveda de la excavación en la condición de colapso, es decir su caída es inevitable.

Asimismo se verificará la formación de cuñas a manera de lajas distribuidas en la caja techo de la excavación, asociadas principalmente a alturas en rangos de 0.1m – 0.7m, las cuales tienen la categoría de potencialmente inestables a deslizamiento. Dicha condición podría colapsar considerando que en muchos casos estas alturas de cuñas [profundidad medida perpendicularmente en la caja techo] están asociada a la presencia de Falsas Cajas.

De otro lado se debe visualizar también la formación de cuñas distribuidas en la Caja Piso de la excavación, asociadas principalmente a alturas en rangos de 0.15m – 0.95m, las cuales tienen la categoría de potencialmente inestables a deslizamiento.

Tanto en labores de explotación como en labores de preparación, la formación de cuñas deberá ser considerada como un factor adicional a la calidad de la roca, para la determinación de las recomendaciones de sostenimiento.

4.3.3. CONSIDERACIONES SOBRE EL TIPO DE EXPLOSIVO ADECUADO.

4.3.3.1. CALIDAD DE LA MASA ROCOSA

Conforme a las evaluaciones geomecánicas realizadas en las zonas de explotación en los niveles superiores, se ha podido verificar una calidad de roca que varía en los rangos de MF/MP a F/R; correspondiendo la calidad de la roca de la Caja Techo a una roca Mala [MF/P], la zona de Mineral de calidad Mala [MF/MP] y una calidad de Caja Piso de naturaleza Regular [F/R].

De otro lado los rangos de calidad de roca en las zonas de desarrollo y preparación varían de Buena a Media – Media a Mala [MF/B – F/R].

Dentro del procedimiento de asignaciones de los parámetros para evaluar la calidad del macizo rocoso, será importante la determinación de la Resistencia Compresiva Simple “in situ”, mediante técnicas de levantamiento de información práctica.

4.3.3.2. OPERACIONES UNITARIAS DE PERFORACION Y VOLADURA

El carácter de las técnicas de perforación y voladura, tienen que estar directamente asociadas al parámetro de respuesta del macizo rocoso, dicho parámetro corresponde al conocimiento de la Resistencia Compresiva Simple de la roca.

Conforme a ello, las operaciones unitarias de perforación y voladura, deberán asociar dicho parámetro a los diseños de mallas de perforación y tipos de explosivos adecuados, a fin de lograr la mínima perturbación del macizo rocoso.

Conforme a los puntos de monitoreo evaluados en los niveles superiores, se ha podido constatar, que en las labores de desarrollo y preparación existen sobre roturas, producto de los trazos de las mallas de perforación y distribuciones de cantidad de explosivos utilizados. Este mismo resultado de

sobrerotura y disturbación de la masa rocosa se ha podido verificar también en las zonas de explotación.

Es importante mencionar que la orientación de los sistemas o familias de discontinuidades están íntimamente asociados a la técnica de perforación y voladura a diseñarse; asociadas a una diversidad de potencias de los explosivos y accesorios de voladura.

La base de tener una conceptualización geomecánica preliminar del macizo rocoso, permite poder interactuar con los proveedores de explosivos; de tal manera que se les proporcionen las características geomecánicas pivot para la selección adecuada del tipo de explosivo, accesorios de voladura y diseño de malla de perforación. Las características más útiles para estos fines son: Resistencia Compresiva Simple, Orientación de los sistemas de discontinuidades, Calidad del macizo rocoso, principalmente.

4.3.3.3. EFECTOS DE DAÑO EN LA MASA ROCOSA

Los mecanismos de daño producto de la voladura tienen efectos realmente nocivos en la estabilidad del macizo rocoso. Las malas técnicas de perforación y voladura empleadas principalmente por el desconocimiento de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, producirán efectos nocivos en la estabilidad de la masa rocosa.

Dichos efectos nocivos involucran: generación de nuevas fracturas, aperturas de las discontinuidades existentes, aumento del ritmo de colapso de cuñas y bloques, reducción de la resistencia al corte de las discontinuidades, degradación de la calidad del macizo rocoso, activación de energías geodinámicas en el yacimiento, principalmente.

Es por ello que los programas de perforación y voladura diseñados y propuestos están destinados a focalizar sus objetivos y a minimizar dichos impactos, tratando de conservar la calidad inicial del macizo rocoso antes de ser excavado.

La sobre excavación permisible es del 5% del área de la sección, se ha observado que una mala voladura puede incrementar (dependiendo del tipo

de terreno), la sobre excavación permisible a niveles de 10-15%, provocando también un incremento en los costos de sostenimiento de aprox. 25%

- Costo actual de sostenimiento 70\$/m
- Costo actual de transporte por volquete 2.0 \$/tn

4.4. CARACTERISTICAS GENERALES DE LA PROFUNDIZACION

Como ya se ha mencionado, la Profundización al nivel 180 no sólo tiene por objeto facilitar el acceso a las reservas geológicas probadas y probables para su explotación y un posterior reconocimiento a las nuevas zonas mineralizadas en el menor tiempo posible sino la de mejorar los estándares actuales de operación. En tal sentido, se hace factible un desarrollo de las excavaciones por etapas, las cuales en líneas generales comprendería las siguientes:

Etapa 1: Construcción de la Rampa negativa hasta una longitud de aproximadamente de 850m, se realizará 04 cámaras para la acumulación de la limpieza del desmonte proveniente del frente, comenzar el crucero a los echaderos y la excavación de las tolvas de mineral y desmonte.

Etapa 2: Continuar la construcción del Crucero N-S del nivel 180, con una longitud de 800m, By Passes, Ventanas, Chimeneas de servicios y escape hacia el Norte, para desarrollar las vetas Fastidiosa Ramal 4, Anita y Margarita.

Etapa 3: Se proseguirá con la construcción del Crucero Este-Oeste, para desarrollar las vetas Cuatro, Alianza y Llacsacochoa.

Cabe indicar que por cada una de las etapas a desarrollarse en la construcción de la profundización al 180, se tomará en cuenta aspectos relacionados al drenaje de agua, la evacuación del desmonte, el sistema de ventilación, los estándares de seguridad e impacto ambiental.

La rampa principal es de sección rectangular 4.0x4.0 m, con gradiente negativa de 14%, con cuneta de 0.50x0.50 m, es la prolongación de la rampa del nivel 370 al 250, (Ver Apéndice D-6 y D-7) y contará con las mismas características de instalación y luminarias (líneas de aire y agua al lado de la cuneta), por donde además se instalara la faja transportadora. Ver Apéndice D-8

Los Cruceros, By Pass y Ventanas, tendrán una sección de 3.5x3.0m, con cuneta de 0.3x0.4 m, gradiente 5/1000, redes de aire, agua y relleno hidráulico al costado de la cuneta.

Sostenimiento con pernos cementados según sea el tipo de clasificación del macizo rocoso, casos especiales con cimbras o capa de shotcrete de 2” (terrenos malos) en ambas secciones.

Las chimeneas de ventilación y servicios serán de 1.5x2.0 m hechas en estéril, a la par a estas chimeneas se construirán otras chimeneas paralelas de 1.5x1.5 m la cual nos va a permitir avanzar con las chimeneas cuya longitud sea mayor a 20 m, y poder brindar seguridad en la ejecución de estas.

4.5. ACTIVIDADES MINERAS

4.5.1. METODOLOGIA DE TRABAJO

Las actividades se desarrollaran en 2 turnos, en los mismos horarios que se maneja en las diferentes zonas de la mina.

El personal ingresa a su labor, el grupo de la rampa y/o labores, desarrolla lo siguiente:

- Revisión de la labor (IPER)
- Regado de la carga del disparo, si lo hubiere
- Desatado de la labor
- Evaluación del frente, si amerita, sostenimiento total en toda la guardia
- Limpieza de material del frente con el scoop hacia las cámaras de almacenamiento (rampa)
- Marcado de sección, gradientes y malla de perforación
- Perforación, utilizando las plataformas
- Cargado de los taladros y voladura de esta, prendiendo el ventilador antes del chispeo

4.5.2. PERSONAL

Para la rampa se contará con:

- 1 maestro y 1 ayudante en cada turno
- 1 operador de scoop en cada turno
- 1 maestro en servicios y sostenimiento con 2 ayudante y 2 peones por turno
- Para los trabajos especiales (cámaras diamantinas, pozas de sedimentación, cámaras de bombeo, chimeneas de servicios y escape), se contará con 1 maestro perforista y 1 ayudante, en ambos turnos)
- 1 maestro en servicios y sostenimiento con 1 ayudante y 1 peón, solo en un turno.
- Cuando la etapa de la rampa se termine, todo ese personal (menos los operadores del scoop) pasarán a los frentes horizontales.

Se contará con 1 capataz de orden técnico y un supervisor con la experiencia necesaria para esos trabajos.

El Total de personal necesario se resume en lo siguiente:

- Para la 1 era etapa: 1 supervisor, 1 capataz, 2 maestros, 3 ayudantes, 3 peones y 1 operador de scoop.
- Para la 2 da etapa: 2 operadores de scoop, 2 maestros, 3 ayudantes y 3 peones.
- Para la 3 era etapa: Mismo personal de la 1 era etapa + 2 ayudantes

4.5.3. CICLO DE TRABAJO

Las actividades de la rampa en el ciclo principal, consta normalmente de las descripciones mostradas en la Tabla 13.

Tabla 13. *Actividades y tiempos del ciclo de trabajo en la Rampa*

• Regado del frente disparo anterior	15 min \diamond 0.25 Hrs
• Desatado	30 min \diamond 0.50 Hrs
• Limpieza con scoop 4.0 Yd3	132 min \diamond 2.20 Hrs
• Marcado sección, grad. y malla perforación	15 min \diamond 0.25 Hrs
• Perforación	180 min \diamond 3.00 Hrs
• Voladura (con ANFO)	30 min \diamond 0.50 Hrs
• Tiempo muerto	18 min \diamond 0.30 Hrs
• Tiempo ingreso/salida (incl. Charlas)	60 min \diamond 1.00 Hrs
TOTAL	480 min \diamond 8.00 Hrs

Las otras actividades se harán paralelas y en algunos casos en horarios desfasados, según se muestra en la Tabla 14

Tabla 14. *Actividades complementarias*

- | |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| • Ventilación del frente disparado (entre los dos turnos) |
| • Extracción de material (paralela a la perforación) |
| • Instalación de servicios y mangas de ventilación (en la limpieza) |
| • Sostenimiento (paralelo a la perforación y con 2 ciclos de distancia) del frente, salvo que sea inmediato. |

En cuanto a las demás labores, será como sigue. Ver Tabla 15.

Tabla 15. *Actividades y tiempos del ciclo de trabajo en otras labores*

• Regado del frente disparo anterior	20 min \diamond 0.25 Hrs
• Desatado	30 min \diamond 0.50 Hrs
• Limpieza scoop 1,5 Yd3 + parte extracción	145 min \diamond 2.20 Hrs
• Marcado sección, grad. y Malla perforación	10 min \diamond 0.25 Hrs
• Perforación	130 min \diamond 3.00 Hrs
• Voladura	45 min \diamond 0.50 Hrs
• Tiempo muerto	25 min \diamond 0.30 Hrs
• Tiempo o ingreso/salida (incl. Charlas)	75 min \diamond 1.00 Hrs
TOTAL	480 min \diamond 8.00 Hrs

Las otras actividades se harán paralelas y en algunos casos en horarios desfasados. Ver Tabla 16

Tabla 16. *Actividades complementarias*

-
- Ventilación del frente disparado (entre los dos turnos)
 - Extracción de material (paralela a la perforación)
 - Instalación de servicios y mangas de ventilación (en la limpieza)
 - Sostenimiento (paralelo a la perforación y con 2 ciclos de distancia) del frente, salvo que sea inmediato.
-

En ambos casos se cuenta con el tiempo suficiente para desarrollar todas las actividades involucradas en las excavaciones.

4.6. OPERACIONES UNITARIAS MINERAS

4.6.1. PERFORACION

Para la construcción de la Rampa negativa y las labores de exploración, desarrollos y preparaciones (Cruceiros, By Pass y Ventanas). Se dispondrá de un jumbo electro hidráulico con un desgaste medio de su vida útil, lo cual nos permitirá garantizar una velocidad de penetración para el tipo de roca presente de 40m/hr a 40-70 bar de presión en la punta.

La malla de perforación se diseña de acuerdo al tipo de roca, de la potencia del explosivo, al grado de fracturamiento que se desea conseguir y del porcentaje de sobrerotura que se debe evitar, el cual se pintara en el frente antes de comenzar la perforación, de igual manera se marcara la sección.

Parámetros en la Rampa Negativa:

Por la amplitud de la sección (4.0x4.0 m), se dispondrá de 1 jumbo a fin de reducir los tiempos de perforación y disparo. Cada turno de perforación consta de 01 maestro perforistas con un ayudante, se avanzará con barrenos de 12' y brocas descartables de 2"; para los arranques, se utilizara un escariador de 2 ½",

La instalación de servicios (agua, aire) para los equipos de perforación es independiente de las instalaciones del equipo de limpieza; con ello se evitará los tiempos muertos entre ambas operaciones.

Los parámetros esperados para la perforación en la rampa se muestran en la Tabla 17

Tabla 17. *Parámetros de perforación*

• Velocidad de penetración (m/hr)	40
• Longitud de taladro (pie)	12
• Número de taladros perf.	44
• Area total (sección –m ²)	16
• Perímetro (sección – m)	18.03
• Tiempo marcado de Malla (min)	15
• Número de perforistas	1

4.6.2. VOLADURA

Las propiedades físicas del explosivo a considerarse respecto al tipo de roca son: la velocidad de detonación, energía disponible del explosivo versus la energía necesaria para su fracturamiento, diámetro del taladro versus diámetro del explosivo atacado o confinado. El cálculo de cantidad de explosivos por taladro de los arranques, ayudas, subayudas, contornos y arrastres, se determinan de acuerdo al tipo de roca. Otro aspecto a considerar es el costo de dichos explosivos.

Para la Voladura en la rampa negativa se tiene los siguientes parámetros, según la Tabla 18

Explosivos a usar:

Con Semexa 65 – 7/8” * 8” y

Gelatina especial 75 – 1 1/8” * 8” :

Tabla 18 *Parámetros de voladura*

• Factor de potencia estimado:	2.5-2.8	Kgs expl/m ³
• Factor de carga lineal:	24.5	Kgs exp/ml
• Tiempo de cargado (cebado, cortado y atacado):	55	min

La utilización de una combinación de explosivos esta dada debido a la presencia de agua producto de filtraciones, lo cual nos obliga a usar explosivos de esta naturaleza,

Accesorios en todos los casos:

- Fanel de 15 pies en medio segundos

- Cordón detonante 3P
- Carmex de 8' (Guía preparada)
- Mecha rápida.

Se usará el precorte y el “Smoot Blasting en las coronas y cuadradoras de las secciones para minimizar el daño al macizo rocoso. (EXSA podrá validar los resultados de las voladuras con el uso de sismógrafos y el software que poseen para su asistencia técnica), con ello se minimizará el uso de sostenimiento por efectos del daño al macizo rocoso.

De acuerdo a seguimientos realizados para voladuras en diferentes tipos de rocas se ha concluido que en:

Roca MF/P el impacto en el costo de sostenimiento puede llegar a 40% ,

En rocas F/R el impacto puede ser de 20-25% y,

En rocas B/MB el impacto puede llegar a 10%

4.6.3. VENTILACION

El método de ventilación a emplear es impelente, posesionando la manga del ventilador como máximo a 20 m del tope.

El tiempo máximo de ventilación para el evacuado de los gases nocivos se calcula en base al tipo de ventilador y al ducto a emplearse en el sistema. El tiempo estimado de ventilación promedio será de 30 min.

Adicionalmente se utilizará para la rampa un atomizador de agua ubicado entre el tope y la manga del ventilador, de esta manera se logra precipitar los polvos en suspensión, lo que permitirá una mayor rapidez en la extracción de los gases.

La instalación de las mangas se hará cada 06 ciclos y será efectuado por el personal de servicios considerado en estos grupos que a su vez se encargaran del mantenimiento de estos ductos (Ver diseño en apéndice D-7).

Los requerimientos de aire para la rampa se calculan en la Tabla 19:

Tabla 19. *Requerimiento de aire para la rampa*

	Cantidad	m3/min	ft3/m3		CFM
Personal	10	5	35.3147	1.7	3,002
	HP	m3/min	ft3/m3		
Equipo	114	3	35.3147		12,078
	m/min	m2	ft3/m3		
Vel. De Evacuacion	30	16	35.3147		16,951
Total					32,030

Por lo que el requerimiento del ventilador será en base al Caudal de 32,000 CFM requeridos y de alta presión (14" H2O).

4.6.4. SOSTENIMIENTO

Una vez ventilado, se procederá al desatado y según el tipo del macizo rocoso, el sostenimiento recomendado, primero el empernado y luego el shocreteado si lo amerita.

Los pernos cementados a emplear según malla de sostenimiento diseñada para el caso, serán de fierro corrugado de 1" diámetro y una longitud de 8 pies para la rampa negativa y para las demás labores son de ¾" de diámetro y 6 pies de longitud (Ver Apéndice F-11)

La dosificación de la mezcla de cemento se hará según especificaciones de fabricante.

El shocreteado será con un espesor de 2" o 4", dosificado con cemento y acelerante según especificaciones de fabricante y diseño en un tiempo promedio de 55 min.

El sostenimiento se realizará durante la perforación, con un retraso de 02 ciclos con el frente de la labor para no afectar el ciclo en todas las excavaciones, ya que la calidad de las rocas en general son del tipo regular a buena, a excepción de algunos casos que será inmediato.

4.6.5. LIMPIEZA EXTRACCION

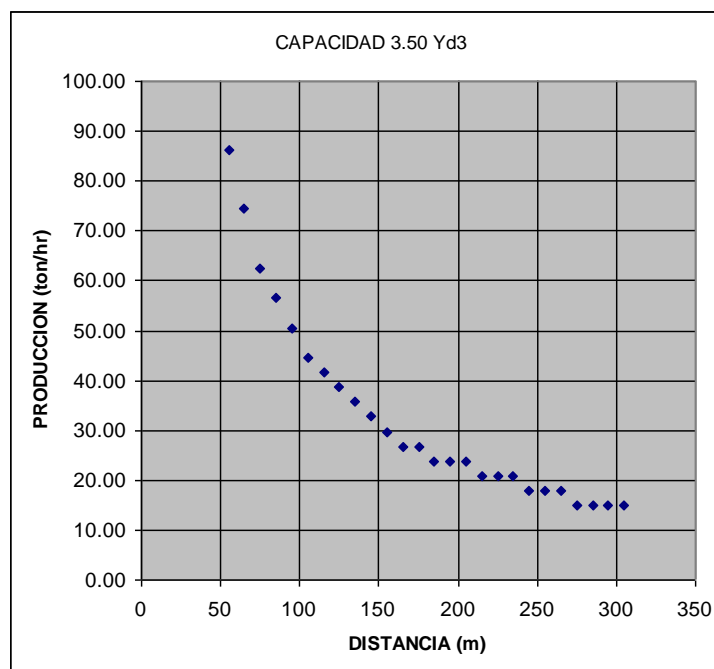
Como se menciona anteriormente, la limpieza y sobre todo la extracción del material (desmonte) es el principal problema o “cuello de botella” en todo proyecto de mejora o de ampliación, ya que los recursos están dirigidos principalmente a la operación normal de producción.

Para el caso de la excavación de la rampa, se tendrá cada 100m cámaras de acumulación de material (3.0x3.0x5.0 m), capacidad suficiente para acumular la limpieza con un scoop de 3.5 Yd3 de los disparos de la rampa

Los tiempos de limpieza del frente están en función de la distancia y gradiente a recorrer del scoop diesel de 4.0 Yd3, como promedio es de 2.2 Hrs, con un rendimiento horario de 45 ton/hr para 80 m de acarreo. Véase Tabla 20

En la rampa se construirán cada 150 m cámaras de carguío para la extracción del desmonte por medio de volquetes

Tabla 20. *Rendimiento de scoop de 3.5yd3*



4.6.6. SERVICIOS

El aire comprimido necesario, será abastecido por la línea troncal principal de 6” que baja de la rampa

El agua es igualmente abastecida por la troncal que baja de la rampa

El sistema de bombeo del agua empozado será similar al empleado en los niveles superiores, a través de pozas de acumulación.

La línea de cauville es de 60 Lb/Yd, con una trocha de 24”. El extremo final estará alejado del frente entre 30 a 50 m. para facilitar el desplazamiento del scoop.

Todos los servicios mencionados serán instalados de acuerdo al avance, durante las actividades no compatibles a fin de conseguir simultaneidad de operación. Así, la tubería de aire y agua se instala durante la limpieza, la línea de cauville y de ventilación se instala durante la perforación.

4.7. SELECCIÓN DE EQUIPOS Y MAQUINARIAS

Los equipos requeridos para el desarrollo del proyecto se muestran en la Tabla 21, estos equipos pueden ser propios o alquilados a terceros

Tabla 21. *Relación de equipos requeridos*

Descripción	Und	Cantidad	PU US\$/UND
Scoop de 4 y3	Und	1.00	Alquilado
Jumbo electro hidraulico	Und	1.00	Alquilado
Tolvas	Glb	2.00	24,000.00
Faja Transportadora	m	850.00	1,250.00
Bombas de drenaje de 150 HP	Glb	2.00	40,000.00
Ventilador	Und	4.00	Alquilado
Locomotora de 12 toneladas para trolley	Und	1.00	150,000.0
Carros Mineros de quinta rueda 120 pies ³	Und	12.00	12,000.00

4.8. CRONOGRAMA DE PRODUCCION ESTIMADO

El programa de producción estimado para los próximos seis años en el nivel 180, se muestra en la Tabla 22, se observa que la producción ira en aumento con respecto al periodo inicial, por lo que este nivel se vuelve en una zona estratégica con respecto al total de la mina

Tabla 22. Producción estimada en el nivel 180

Vetas Representativas	CERTeza	LEYES MINABLES						ANOS						
		%Pb	%Zn	%Cu	gr Ag	TON	VPT(\$)	2008.	2009	2010	2011	2012	2013	2014
Fastidiosa,Cuatro,Anita,Patrick,Roque,San Pedro,Danitza,Jimena,July	MEDIDO	1,58	2,44	0,64	233,55	255.220,12	71,00							
		0,37	3,71	3,39	115,58	119.791,12	92,67	17.698	50.343	70.344	27.672	18.700	52.350	
	INDICADO	1,87	2,35	0,52	232,19	351.887,54	71,70	43.664	42.265	58.391	83.136	91.456	43.265	
	INFERIDO	0,01	4,13	4,05	73,14	99.517,19	98,27							
		2,22	2,51	0,31	221,66	280.738,20	75,50							
		1,56	2,72	1,12	202,92	1.107.154,16	77,16	61.362	92.608	128.734	110.808	110.156	95.615	
								Pb	1,78	1,71	1,71	1,79	1,71	1,71
								Zn	2,37	2,40	2,40	2,37	2,40	2,40
								Cu	0,56	0,58	0,59	0,55	0,58	0,59
								Ag	232,58	232,93	232,93	232,53	232,93	232,93
								VPT	71,50	71,32	71,32	71,53	71,33	71,32

4.9. EVALUACION ECONOMICA o RENTABILIDAD

Para determinar la evaluación económica o la rentabilidad de un proyecto minero, es indispensable la construcción del respectivo flujo de caja. Asimismo es necesario analizar cinco variables para definir el flujo de caja:

- Las inversiones del proyecto
- Los ingresos del proyecto
- Los costos del proyecto
- El costo de capital ponderado
- El horizonte del proyecto

Sin embargo, las variables antes mencionadas son dependientes de otras independientes. Así por ejemplo; las inversiones se determinan de acuerdo al tamaño del proyecto, monto de los activos fijos, activos intangibles y capital de trabajo.

Como puede observarse, son muchas las variables independientes que se analizan para elaborar el flujo de caja de un proyecto, siendo los valores más probables que tomarían dichas variables durante la vida del proyecto las que se asignan para la

elaboración del flujo de caja. Por consiguiente, al calcular la rentabilidad del proyecto (tasa interna de retorno o TIR, valor actual neto o VPN) se estará obteniendo también los indicadores de rentabilidad más probables.

Como la decisión de ejecutar o no un proyecto minero depende de los valores de los indicadores de rentabilidad, es necesario contar con alguna información sobre su comportamiento frente a variaciones de las variables independientes.

Para disminuir la incertidumbre acerca del valor de determinadas variables en la evaluación del proyecto, se conocen dos métodos:

Análisis de sensibilidad (determinístico): El cual consiste en analizar la correlación existente entre una variable independiente (por ejemplo el precio de la plata) y una variable dependiente (VAN;TIR).

Análisis de riesgo (probabilístico). En este caso el análisis es multidimensional, ya que permite examinar el comportamiento del valor del proyecto (rentabilidad) frente a la variación de una o más variables simultáneamente. Asimismo es probabilístico ya que no conduce a un valor único sino a un rango del valor del proyecto.

Además adicionalmente existen dos métodos consistentes en ajustar la tasa de descuento y el flujo de caja del proyecto. Estos métodos son bastante subjetivos y dependen del grado de aversión al riesgo de cada evaluador del proyecto.

Los indicadores económicos que se van a calcular son el Valor Presente Neto al 10% (V.P.N.) y la Tasa Interna de Retorno (T.I.R.) por considerar estos el costo del dinero con el tiempo, luego se elabora el análisis de sensibilidad de los parámetros de la ampliación antes mencionados (ver tablas de evaluación económica) para determinar el punto de equilibrio (VPN=0)

4.9.1. INVERSIONES

Una de las variables que tienen importancia en la determinación de la rentabilidad del proyecto son las inversiones o llamados costos de capital, y que son los costos iniciales en que la empresa debe incurrir para poner en marcha la operación

El detalle de las inversiones se muestra en el Apéndice D-1

Los gastos de inversión son por:

- Excavación de la rampa negativa
- Metal mecánica de a faja transportadora
- Instalación de la Faja transportadora
- Equipos de la Faja transportadora

El resto de equipos son propios y/o alquilados como son:

- Locomotora 10 Ton + 12 carros de 120 pc
- Jumbo electro hidráulico (Alquilado)
- Máquinas Jack Legs (Alquilado)
- Scoop diesel 3.5 Yd3 (Alquilado)
- Scoop diesel 2.2 Yd3 (Alquilado)
- Shocreteras Aliva 252 vía seca (Alquilado)

4.9.2. GASTOS DE CONSTRUCCION

Los gastos de las excavaciones en los 24 meses son los siguientes, según la Tabla 23.

Tabla 23. *Detalle de obras mineras y gastos*

Descripción	Und	P.U (\$)	2007		2008		
			Metrado	Parcial	Metrado	Parcial	Parcial
			m/m3	(\$)	m/m3	(\$)	(\$)
OBRAS MINERAS							
Excavación y limpieza							
Rampa 4mx4m, Grad: -14% (1)	m	449.79	715.0	321,599.85			321,599.85
Rampa 4mx4m, Grad: +14% (1)	m	430.21	135.0	58,078.35			58,078.35
Crucero a Rampa 0.45%	m	413.79	67.0	27,723.93			27,723.93
Cámara de bombeo 4x4m	m	411.42	110.0	45,256.20			45,256.20
Crucero a cámara de bombeo 3mx3m 0%	m	310.72	52.0	16,157.44			16,157.44
Cámara de subestación 4mx4mx5	m	373.87	10.0	3,738.70			3,738.70
Cruceros Nv-180, 3mx3m, Con cuneta (2)	m	342.05	200.0	68,410.00	1,300.0	444,665.00	513,075.00
Cámaras de acumulación, 4mx4mx8m	m	373.87	24.0	8,972.88	8.0	2,990.96	11,963.84
Cámara estacionam. Carros 4mx4m, Grad. 14% m		373.87	36.0	13,459.32	12.0	4,486.44	17,945.76
Rampa para cargadero con Scoop.	m	402.31	45.0	18,103.95	15.0	6,034.65	24,138.60
Chimeneas de servicio y ventilación	m	261.42	140.0	36,598.80	270.0	70,583.40	107,182.20
Excavación de OP y WP Nv 250	m	162.21	50.0	8,110.50			8,110.50
Desquinche de echaderos y camara de volteo Nvl 250-180	m3	18.88	520.0	9,817.60	1,692.0	31,944.96	41,762.56
Crucero a echaderos de mineral y desmonte Nv 180	m	343.08	60.0	20,584.80	210.0	72,046.80	92,631.60
Excavación de OP y WP Nv 180	m	162.21			50.0	8,110.50	8,110.50
Limpieza de desmonte a Superficie	Ton	2.05	68,154.5	139,716.74	51,682.5	105,949.12	245,665.86
Soporte para Línea Trolley	Und	9.98			700.0	6,986.00	6,986.00
Soporte de Fe para tubería HDPE 8"	Und	9.98	400.0	3,992.00	1,000.0	9,980.00	13,972.00
Soporte de Fe para tubería HDPE 4"	Und	7.17	400.0	2,868.00	1,000.0	7,170.00	10,038.00
Soporte para cables eléctricos 1/2"x0.7m	Und	5.74	400.0	2,296.00	800.0	4,592.00	6,888.00
Soporte para tubería de drenaje 1"x1.20m	Und	9.87			470.0	4,638.90	4,638.90
Soporte para faja transportadora 1"x4.0	Und	25.47			1,000.0	25,470.00	25,470.00
Sostenimiento							
Cimbras, pernos y concreto lanzado				166,833.10		159,674.25	326,507.35
Estación de Bombeo							
Concreto						5,586.35	5,586.35
TOTAL (\$)				972,318.16		970,909.33	1,943,227.49

Estos gastos contemplan:

Excavaciones de las labores horizontales, chimeneas de servicios y escape, pozas de sedimentación, plataformas diamantinas, echaderos para la faja, etc

4.9.3. COSTO DE PRODUCCION

Los costos de producción promedio durante el año 2006, (Enero a Diciembre) se resumen en la Tabla 24. Para mayor detalle ver Apéndice D-2

Tabla 24. *Costos de producción promedio*

ITEMS	TOTAL UNITARIO (\$/Tn)
Toneladas Tratadas	750,799
Mine	23.35
Mill	4.07
Water Treatment	0.54
Engineering	0.82
Geology	1.04
Safety	1.21
Services	4.22
Electric System	4.16
Camp Administration	6.68
Total Costo Producción (PBR)	46.10
Gastos Lima	7.40
Total Costo Operación (PBR)	53.50

*Production Basis Operating Results

El costo de transporte actual por volquetes es 3.8 \$/tn siendo el nuevo costo de transporte por fajas de 0.2\$/tn y el costo de preparaciones es 3.5 \$/tn

Por lo tanto el nuevo costo de operación sera de 46.4 \$/tn

4.9.4. PRECIO DE LOS METALES A DICIEMBRE 2006

Tomaremos como referencia los precios promedio de enero a diciembre 2006, el cual se muestra en la Tabla 25 y con eso los proyectamos para el flujo de caja de la profundización en el escenario actual

La evolución del precio de la Plata y el Zinc durante el año 2006 se observa en la Figura 7

Tabla 25. Precio de los metales promedio durante el año 2006

Promedio		
Ag	11.57	US\$/Oz
Zn	3,274	US\$/Tm
Pb	1,279	US\$/Tm
Cu	6,721	US\$/Tm

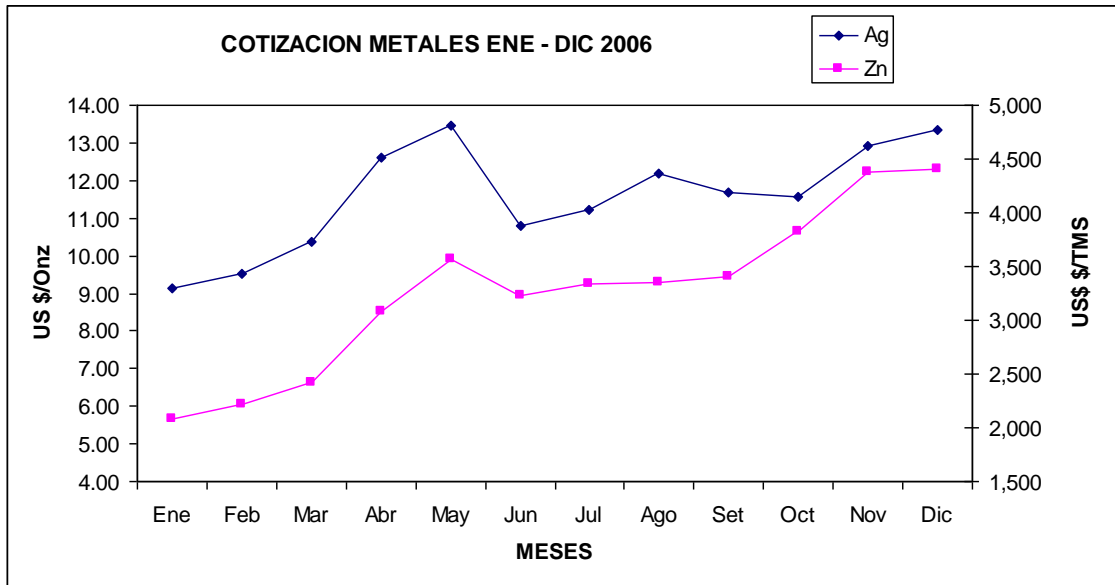


Figura 7. Evolución del precio de la plata y el zinc en el año 2006

4.9.5. FLUJO DE CAJA ECONOMICO

Con los datos del proyecto, es decir inversión inicial, ritmo de producción, precio de los metales, costo de producción y los gastos de construcción en sus tres etapas, elaboraremos el Flujo de Caja Económico que se muestra en la Tabla 26 (No Financiero) o rentabilidad pura hasta agotar las reservas probadas, probables inicialmente dadas por geología en un escenario base.

Tabla 26. Flujo de caja económico del proyecto

	AÑOS								TOTAL
	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	
Ingresos									
Producción			61.362,47	92.608,10	128.734,29	110.807,63	110.156,00	95.615,00	599.283,49
VPT	71,2628		71,26	71,26	71,26	71,26	71,26	71,26	
Ley Ag	232,763								
Ley Cu	0,6								
Ley Pb	1,7								
Ley Zn	2,4								
Ventas			4.372.860,78	6.599.512,04	9.173.964,94	7.896.461,52	7.850.024,34	6.813.792,05	
Total Ingresos			4.372.860,78	6.599.512,04	9.173.964,94	7.896.461,52	7.850.024,34	6.813.792,05	28.042.799
Egresos									
Inversión Equipos y Maq.		-1.594.348	-3.991.573						-5.585.920
Gasto de Operación	46,4		2.847.218	4.297.016	5.973.271	5.141.474	5.111.238	4.436.536	18.258.979
Total Egresos		-1.594.348	-3.991.573	2.847.218	4.297.016	5.973.271	5.141.474	5.111.238	23.844.899
Diferencial		-1.594.348	-3.991.573	1.525.642	2.302.496	3.200.694	2.754.987	2.738.786	2.377.256
Tasa de descuento	10%	1,00	1,10	1,21	1,33	1,46	1,61	1,77	1,95
Flujo Descontado		-1.594.348	-3.628.702	1.260.861	1.729.899	2.186.117	1.710.630	1.545.973	1.219.908
Flujo acumulado		-1.594.348	-5.223.050	-3.962.188	-2.232.289	-46.172	1.664.459	3.210.432	4.430.340
Tasa Interna de Retorno	21%	VPN	4.430.340						

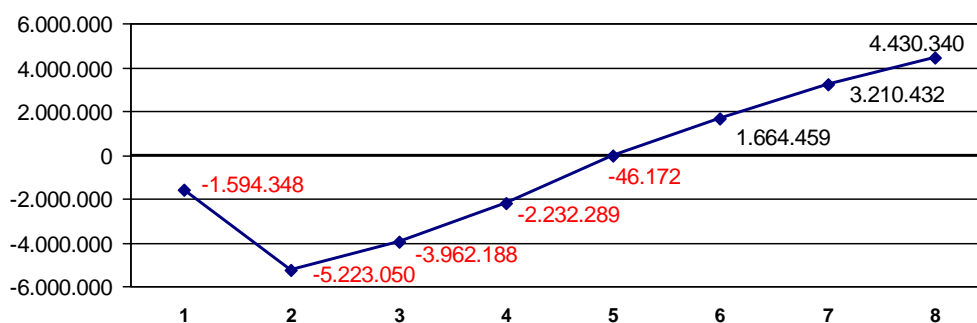


Figura 8. Flujo Acumulado del proyecto

4.9.6. ANALISIS DE SENSIBILIDAD

Los parámetros independientes que vamos a variar son: valor de mineral, costos operativos, ley de plata, por ser estos de mayor sensibilidad en el desarrollo del proyecto de ampliación.

Tabla 27. Parámetros de Base para el Análisis de Sensibilidad

Parametro	Valor	Unidad
Valor de Mineral	71,26	US\$/Ton
Precio Ag	11,57	US\$/Oz
Ley Ag	232,76	Grs
Costo Operativo	46,40	US\$/Ton

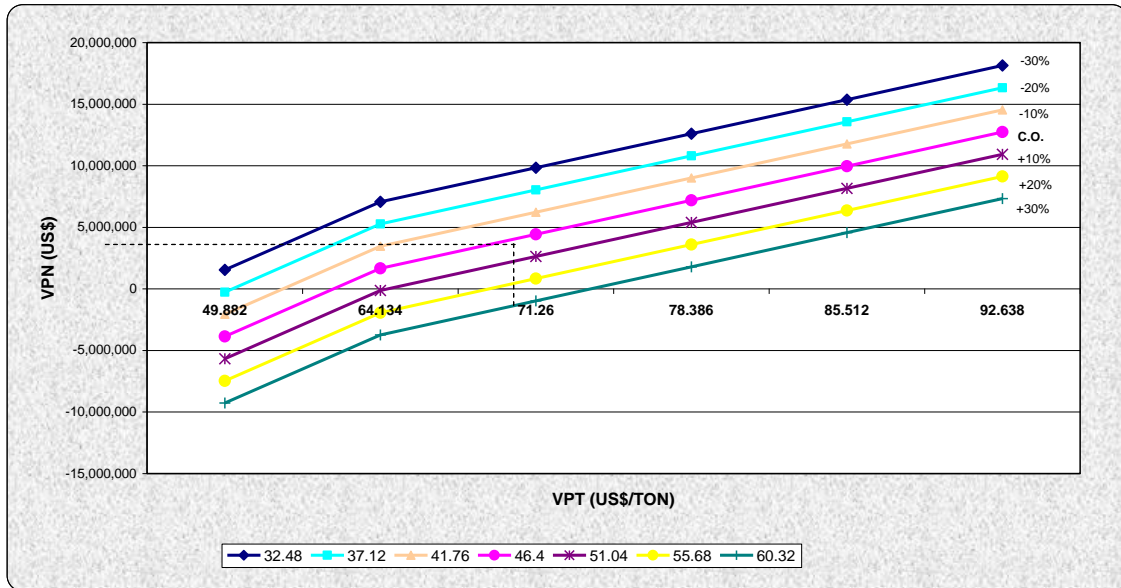


Figura 9. Variación del VPN con respecto al Costo Operativo y VPT

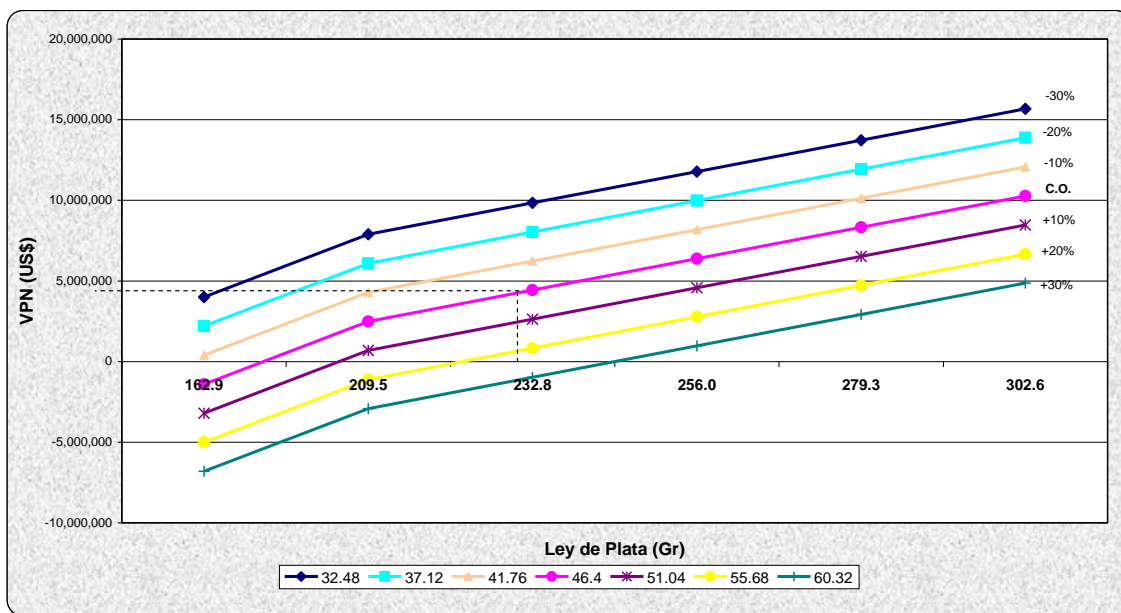


Figura 10. Variación del VPN con respecto al Costo Operativo y Ley de Plata

De las gráficas podemos concluir que el valor de mineral es un parámetro demasiado sensible (mayor pendiente) que puede hacer peligrar la rentabilidad del proyecto (no controlable), en menor magnitud la de ley de Ag (relativamente controlable) y los costos operativos (parámetro controlable).

Los cálculos de estas afirmaciones se pueden observar en el Apéndice E, donde se realiza una iteración entre el valor presente neto y, el valor de mineral, la ley de plata y los costos operativos.

CAPITULO V CONCLUSIONES

El presente capítulo está constituido por dos partes. En la primera se analizarán los resultados producto del análisis descriptivo del sistema de extracción, para luego examinar el plan estratégico de la profundización al nivel 180 propuesto desde la perspectiva de los objetivos planteados al inicio del presente informe.

- La nueva distribución de la mina, permite obtener una mejor visualización de nuestros recursos y orientarnos hacia un mejor aprovechamiento de los mismos.
- El sistema de extracción por rampas representa actualmente el 60% mientras el que la extracción por rieles el 40% de la producción total. . El elevado costo del petróleo así como la baja disponibilidad de los volquetes por parte de los contratistas hace que se busque otras opciones para el transporte.
- El nuevo sistema de transporte contempla la siguiente distribución: extracción por rampas 17% y por sistemas combinados 83%

Distribuidos de la siguiente:

Por rieles el 23%,

Por rieles y pique 46% y;

Por fajas, rieles y pique 14%

- El ahorro generado en los 3 primeros años es de 1'000,000 US\$ aprox. por cada año y en los próximos 7 años será de 4'000,000 US\$ por cada año, obteniéndose un ahorro total de 13'000,000 US\$. debido al cambio en el sistema de extracción (Ver Tabla 36). Por lo realizar la rampa de profundización y su implementación a un sistema de extracción por faja, a un costo de 5'585.920 US\$ esta plenamente justificado.
- La realización de la rampa de profundización nos permitirá reconocer y desarrollar un nuevo nivel, incrementando nuestro volumen de reservas.
- Explotar los niveles por debajo del nivel freático va implicar un mayor gasto en sistemas de bombeo, así como también un incremento en equipos para ventilación.
- La rentabilidad del aporte propio, calculado para el aporte propio y los flujos incrementales netos, para la profundización de la mina al nivel 180, muestran los siguientes índices:

TIR= 21%

VPN=4'430,340 US\$

PAY BACK= 5 años

- El análisis de sensibilidad nos confirma que el plan de profundización es rentable aun cuando:

El valor del mineral disminuya en un 10% y mantenemos constante el CO, el VPN varia a 1'662,468 US\$ (variación en 160%)

El valor del mineral se mantiene constante y el CO aumenta en 20%, el VPN varia a 826.142 US\$ (variación en 436%)

Si el valor del mineral disminuye en un 10% y el CO aumenta en 10%, el VPN varia a **139.088** US\$. Ver tabla 39

- El análisis de sensibilidad también nos confirma que el plan de profundización es rentable aun cuando:

La ley de Plata disminuya en un 10% y mantenemos constante el CO, el VPN varia a 2'484,58 US\$ (variación en 78%)

La ley de Plata se mantiene constante y el CO aumenta en 20%, el VPN varia a 827.227 US\$ (variación en 436%)

Si la ley de Plata disminuye en un 10% y el CO aumenta en 10%, el VPN varia a 683.031 US\$. Ver tabla 40

- Dentro de la política de la empresa se implementó un programa de mejora continua, que busca que todas nuestras operaciones se desarrollen con calidad, seguridad, respetando el medio ambiente y con responsabilidad social.
- Se inicio un programa de mejoramiento continuo, por lo cual todo el personal esta siendo capacitado en herramientas de gestión, valores y trabajo en equipo, con la finalidad de lograr un desempeño optimo en todas nuestras actividades.
- Es una necesidad constante la búsqueda de mayor área minable lo cual nos permitirá mantener una producción sostenible. Actualmente el área minable es de 6,100 m² y siendo nuestro indicador de productividad de 10tns/ m² , esto nos permite mantener un ritmo de producción de 60,000 tns por mes aproximadamente.

CAPITULO VI RECOMENDACIONES

- La implementación de este nuevo sistema de extracción, deberá contar mano de obra calificada debido a la tecnología con la que cuentan estos sistemas
- Considerando el ahorro que genera el nuevo sistema de extracción y la rentabilidad que genera el plan de profundización y la factibilidad técnica de su aplicación, se recomienda llevar a cabo: el cambio en el sistema de extracción y la profundización al nivel 180
- El programa de exploraciones mediante perforaciones diamantinas debe realizarse en forma mas intensa, de tal forma que tengamos mayor área de mineral reconocidas
- Con la visita a otras unidades, se comparan estándares y se intercambian ideas
- El incremento de la productividad se dará a la vanguardia con la tecnología, considerando la mecanización, instrumentación y automatización, de los procesos como factor importante para la disminución de costos (automatización en el área de ingeniería, mecanización en el área de Mina, automatización de planta concentradora, etc). Otro aspecto a considerar es el factor humano el cual no debe dejar de capacitarse constantemente
- La construcción de chimeneas por el método raise borer, deberán de direccionarse hacia la zona de la profundización de la rampa, de tal forma que se inyecte aire fresco a los niveles inferiores, debido a que la deficiente ventilación incrementa el tiempo por fatiga personal además de afectar la salud del trabajador por efecto del monóxido de carbono
- Revisar el diseño del sumidero al tope de la rampa de profundización y decidir si necesita mayor ingeniería de detalle, para adecuarlo al nuevo sistema de drenaje de la mina
- El departamento de Geomecánico deberá de capacitar y controlar permanentemente, para la aplicación en forma inmediata y correcta del tipo sostenimiento, para evitar demoras en el ciclo de la operación
- Taladros diamantinos de prueba deben de ser perforados en el área de profundización de la rampa 180
- Es recomendable tener un sistema para poder evaluar los indicadores de Gestión de la Empresa, el cual nos permita un mejor control, planeamiento y dirección

REFERENCIAS

- Gemin, *Mineral Transportation Trade Off Study* año 2004
- Huaron, *Reportes Mensuales Mina*
- UNI, *Curso Planeamiento de Minado* año 2002
- IIMP, *Resúmenes de Convenciones Mineras*
- CIP, *Curso Planeamiento de Minado* año 2000
- Zelaya Pflucker Ernesto, *Estudio de alternativas para la profundización de la mina Milpo (802)* Tesis de grado no publicada, Universidad Nacional de Ingeniería, Lima, Perú.
- Inpanaque Vargas Jose, *Planeamiento estratégico de Cia. Minera Poderosa S.A. (952)* Tesis de grado no publicada, Universidad Nacional de Ingeniería, Lima, Perú
- Benites Sierra Marco, *Experiencias profesionales para profundización de minas (936)* Tesis de grado no publicada, Universidad Nacional de Ingeniería, Lima, Perú
- Lopez Jimeno Carlos, *Manual de Evaluación de Yacimientos Minerales 1999*, primera edición, España
- De La Vergne Jack, *Hard Rock Miner's Handbook 2003*, tercera edición, Canadá

APENDICE A

EXPLORACION Y AVANCES

A-1: Plan General de Explotación de la Mina Huaron 2008-2017

A-2: Plan de Producción mineral y desmonte 2008-2017

VETAS REPRESENTATIVAS		ZONAS MINERALIZADAS				% Pb	% Zn	% Cu	% Ag	TONS	VPT	2,007	2,008	2,009	2,010	2,011	2,012	2,013	2,014	2,015	2,016	2,017	MINERAL Explotado	MINERAL Por Explotar	
SUR OESTE 500 UP						1.56	2.49	0.28	221.33	815,282	47.10	85,423	125,278	184,085	135,220	22,502	126,051	50,000	0	0	0	0	0	728,559	86,723
						59,132 (Preparadas 2007)																			
Gavia, Labor W, Surprise, San Francisco, Narciso, Tapada	MEDIDO	NIVEL 500-600	1.31	2.72	0.33	207.10	293,336	44.74	55,423	55,423	55,423	71,644	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	293,336	0
		NIVEL 600-700	2.10	2.80	0.23	172.85	104,221	41.99	30,000	30,000	30,000	2,921	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	104,221	0
		NIVEL 700 UP	1.60	1.87	0.08	247.77	11,886	50.33	0	0	0	11,886	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	11,886	0
	INDICADO	NIVEL 500-600	1.38	2.40	0.35	261.59	142,067	53.37	0	39,855	39,855	39,855	22,502	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	142,067	0
		NIVEL 600-700	1.75	2.34	0.12	174.40	58,807	40.40	0	58,807	58,807	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	58,807	0
		NIVEL 700 UP	1.60	1.87	0.08	247.77	8,915	50.33	0	0	8,915	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	8,915	0
	INFERIDO	NIVEL 500-600	1.70	2.10	0.28	245.47	143,412	51.10	0	0	0	0	0	0	0	0	73,412	50,000	0	0	0	0	0	143,412	0
		NIVEL 600-700	1.69	2.37	0.20	264.09	52,639	48.84	0	0	0	0	0	0	0	0	52,639	0	0	0	0	0	0	52,639	0
		NIVEL 700 UP	0.00	0.00	0.00	0.00	0	0.00	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
SUR OESTE 250-500 Fase I						1.46	2.64	0.63	223.10	1,348,314	48.93	190,266	74,745	85,978	60,305	13,874	5,000	48,558	58,833	0	0	0	537,559	810,754	
						104,971 (Preparadas 2007)																			
Veta 81W, Labor W, Narciso, Sorpresa, Gavia, Tapada	MEDIDO	NIVEL 250 - 340	0.78	1.84	1.26	283.50	367,980	59.00	70,580	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	100,580	267,400
		NIVEL 340 - 420	1.35	2.17	0.35	229.46	80,394	48.68	24,162	10,240	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	80,394	0
		NIVEL 420 - 500	2.23	3.92	0.41	189.36	201,059	47.13	37,437	37,437	37,437	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	201,059	0
	INDICADO	NIVEL 250 - 340	2.32	3.44	0.25	172.96	194,134	43.29	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	194,134
		NIVEL 340 - 420	1.51	2.07	0.36	260.20	46,089	52.46	0	12,548	33,541	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	46,089	0
		NIVEL 420 - 500	1.96	3.18	0.59	202.39	110,475	47.05	58,087	14,520	15,000	22,868	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	110,475	0
	INFERIDO	NIVEL 250 - 340	0.97	2.15	0.46	216.99	235,791	44.31	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	235,791
		NIVEL 340 - 420	0.62	1.95	0.87	169.89	15,275	39.76	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	15,275	0	0	0	0	15,275	0
		NIVEL 420 - 500	1.61	2.72	0.24	188.16	97,116	39.05	0	0	0	0	0	0	0	0	0	5,000	48,558	43,558	0	0	0	97,116	0
SUR OESTE 250-500 Fase II						1.27	2.39	0.71	230.24	697,325	49.66	0	81,290	110,000	70,000	160,244	20,000	40,000	75,791	30,000	40,000	30,000	657,325	40,000	
Veta 81W, Labor W, Narciso, Sorpresa, Gavia, Tapada	MEDIDO	NIVEL 250 - 340	0.78	1.84	1.26	283.50	267,400	59.00	0	70,000	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	267,400	0	
		INDICADO	NIVEL 250 - 340	2.32	3.44	0.25	172.96	194,134	43.29	0	11,290	60,000	40,000	62,844	0	0	0	0	0	0	0	0	0	194,134	0
			NIVEL 340 - 420	0.97	2.15	0.46	216.99	235,791	44.31	0	0	0	0	0	0	0	0	20,000	40,000	75,791	30,000	40,000	30,000	235,791	0
			NIVEL 420 - 500	3.62	4.11	0.07	193.76	327,380	52.78	0	0	0	0	0	0	0	0	10,000	20,000	25,200	33,840	107,928	130,411	327,380	0
Cometa, Elena, Labor 244, Yanamina, Providencia, Tapada, Veta 85, Veta 81A	MEDIDO	NIVEL 500-600	3.24	3.95	0.05	169.53	135,846	48.44	0	0	0	0	0	0	0	0	10,000	20,000	25,200	25,300	30,346	25,000	0	135,846	
		NIVEL 600-700	3.80	4.08	0.07	199.23	111,474	53.37	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	8,540	50,000	52,934	0	111,474	
		NIVEL 700 UP	0.00	0.00	0.00	0.00	0	0.00	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
	INDICADO	NIVEL 500-600	4.01	4.30	0.18	254.16	32,477	64.74	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	32,477	
		NIVEL 600-700	4.17	4.57	0.04	189.63	45,778	52.94	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	45,778	
		NIVEL 700 UP	0.00	0.00	0.00	0.00	0	0.00	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
	INFERIDO	NIVEL 500-600	0.34	3.71	0.09	697.31	1,804	123.14	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1,804	0	1,804	
		NIVEL 600-700	0.00	0.00	0.00	0.00	0	0.00	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
		NIVEL 700 UP	0.00	0.00	0.00	0.00	0	0.00	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
SUR ESTE 250-500						2.53	3.07	0.03	271.15	113,861	59.13	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	113,861	0	
Elena, Tapada, Yanamina, Veta 81A, Veta 85	MEDIDO	NIVEL 250 - 340	0.00	0.00	0.00	0.00	0	0.00	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
		NIVEL 340 - 420	0.00	0.00	0.00	0.00	0	0.00	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
		NIVEL 420 - 500	2.58	2.96	0.01	154.06	51,316	40.19	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	51,316	
	INDICADO	NIVEL 250 - 340	0.00	0.00	0.00	0.00	0	0.00	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
		NIVEL 340 - 420	2.08	4.07	0.28	1,341.49	11,228	232.27	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	11,228	
		NIVEL 420 - 500	2.58	2.96	0.01	154.06	51,316	40.19	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	51,316	
	INFERIDO	NIVEL 250 - 340	0.00	0.00	0.00	0.00	0	0.00	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
		NIVEL 340 - 420	0.00	0.00	0.00	0.00	0	0.00	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
		NIVEL 420 - 500	0.00	0.00	0.00	0.00	0	0.00	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
NOR OESTE 250-500 Fase I						2.48	3.14	0.17	214.70	2,218,182	48.49	215,112	156,068	70,680	20,000	0	0	0	0	0	0	0	461,861	1,756,321	
						56,265 (Preparadas 2007)																			
Fastidiosa, Veta 4, Anita, Patrick, Roque, Sharon, Danitza, Alianza, Jimena, Constanza	MEDIDO	NIVEL 250 - 340	2.09	2.88	0.39	235.69	396,443	52.33	101,921	101,921	70,680	20,000	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	396,443	0	
		NIVEL 420 - 500	2.95	3.46	0.09	217.58	121,169	50.38	48,091	24,987	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	121,169	
		NIVEL 250 - 340	2.24	3.11	0.12	221.48	247,917	48.79	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	247,917	
NOR OESTE 250-500 Fase II						2.14	3.50	0.12	203.06	544,397	47.73	0	29,160	30,985	94,000	154,000	196,990	243,000	263,078	204,003	133,346	208,005	1,556,567	-1,012,170	
Fastidiosa, Veta 4, Anita, Patrick, Roque, Sharon, Danitza, Alianza, Jimena, Constanza	MEDIDO	NIVEL 250 - 340	2.09	2.88	0.39	235.69	0	52.33	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
		NIVEL 340 - 420	1.95	2.92	0.29	199.30	236,081	45.64	0	25,000	25,000	25,000	25,000	25,000	25,000	25,000	25,000	25,000	25,000	25,000	11,081	0	0	125,000	
		NIVEL 420 - 500	2.24	3.11	0.12	221.48	247,917	48.79	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
	INDICADO	NIVEL 250 - 340	2.24	3.11	0.12	221.48	247,917	48.79	0	0	39,000</														

Tabla 29. Programa de Producción de Mineral y Desmonte

APENDICE A-2

		Produccion en Ton/Años									
	Rubros	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
NIVEL 500 DOWN	Mineral	341,263	306,562	321,805	408,252	287,968	409,288	511,633	470,980	396,128	459,510
	Mineral de avances	34,126	30,656	32,181	40,825	28,797	40,929	51,163	47,098	39,613	45,951
	Desmonte	104,984	89,241	85,264	99,368	69,612	103,085	128,675	113,035	95,071	110,282
NIVEL 500 UP	Mineral	376,101	298,806	282,002	187,747	291,339	190,148	85,200	147,867	229,796	255,411
	Mineral de avances	37,610	29,881	28,200	18,775	29,134	19,015	8,520	14,787	22,980	25,541
	Desmonte	90,264	71,713	67,680	45,059	69,921	45,636	20,448	35,488	55,151	61,299
PROFUNDIZACION	Mineral	0	120,000	110,000	116,060	141,318	121,318	130,000	105,408	100,000	65,000
	Mineral de avances	0	12,000	11,000	11,606	14,132	12,132	13,000	10,541	10,000	6,500
	Desmonte	0	28,800	26,400	27,854	33,916	29,116	31,200	25,298	24,000	15,600
TOTAL MINA HUARON	Mineral	717,364	725,368	713,807	712,059	720,625	720,754	726,833	724,255	725,924	779,921
	Mineral de avances	71,736	72,537	71,381	71,206	72,063	72,075	72,683	72,426	72,592	77,992
	Desmonte	195,249	189,754	179,344	172,282	173,450	177,837	180,323	173,821	174,222	187,181
		Produccion en Ton/Mes									
	Rubros	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
TOTAL MINA HUARON	Mineral	59,780	60,447	59,484	59,338	60,052	60,063	60,569	60,355	60,494	64,993
	Mineral de avances	5,978	6,045	5,948	5,934	6,005	6,006	6,057	6,035	6,049	6,499
	Desmonte	16,271	15,813	14,945	14,357	14,454	14,820	15,027	14,485	14,518	15,598

APENDICE B

COSTO DE CAPITAL Y COSTO DE OPERACION

- B-1: Cronograma de Inversiones y Costo de Operaciones- alternativa 1 (Transporte por Rampas)
- B-2: Cronograma de Inversiones-alternativa 2 (Transporte por Rieles, Faja, Pique)
- B-3 Costo de Operación – alternativa 2
- B-4 Costo Unitario de Transporte Rieles Nv. 500 y 600
- B-5 Costo Unitario de Transporte Faja Nv 100_250 - Rieles Nv. 250 - Pique
- B-6 Costo Unitario de Transporte Rieles Nv 250
- B-7 Costo de Capital Estimado para Rehabilitar el Pique D

Tabla 30. Cronograma de Inversiones y Costo de Operaciones en US\$ -Alternativa 1(Transporte por Rampas)

APENDICE B-1

Rubro	Sección1	Unidad	P.U.	Años																			
				2008		2009		2010		2011		2012		2013		2014		2015		2016		2017	
				Cantidad	US\$	Cantidad	US\$	Cantidad	US\$	Cantidad	US\$	Cantidad	US\$	Cantidad	US\$	Cantidad	US\$	Cantidad	US\$	Cantidad	US\$	Cantidad	US\$
Infraestructura																							
Excavación Desarrollo y Prep. (1)*	4.0m x 4.0m	ml	434.52	3.004	1.305.303	3.683	1.600.344	3.683	1.600.344	3.683	1.600.344	3.683	1.600.344	3.683	1.600.344	3.683	1.600.344	3.683	1.600.344	3.683	1.600.344	3.683	1.600.344
Excavación Galerías y Cruceiros (2)	4.0m x 4.0m	ml	383.35		0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
Desquinche en avance (3)		m3	25.49	18.857	480.615	23.368	595.568	23.414	596.741	23.419	596.888	23.189	591.019	23.139	589.749	23.143	589.838	23.150	590.008	23.419	596.888	23.189	591.019
Suministro de explosivos		ml	40.00	4.183	167.304	5.143	205.739	5.146	205.854	5.147	205.869	5.132	205.293	5.129	205.168	5.129	205.177	5.130	205.194	5.147	205.869	5.132	205.293
Transporte desmonte		TMS	2.00	148.630	297.260	182.473	364.946	182.519	365.038	182.525	365.050	182.295	364.590	182.245	364.490	182.248	364.496	182.255	364.510	182.525	365.050	182.295	364.590
Pernos cementados 22mm x 2.4 mts*		und	20.93	8.011	167.670	9.821	205.568	9.821	205.568	9.821	205.568	9.821	205.568	9.821	205.568	9.821	205.568	9.821	205.568	9.821	205.568	9.821	205.568
Concreto lanzado e = 2"		m2	45.69	7.210	329.435	8.839	403.898	8.839	403.898	8.839	403.898	8.839	403.898	8.839	403.898	8.839	403.898	8.839	403.898	8.839	403.898	8.839	403.898
Suministro chute (4)		pza	15.000	3	45.000	3	45.000	3	45.000	3	45.000	3	45.000	3	45.000	3	45.000	3	45.000	3	45.000	3	45.000
Instalación chute		glb	6.136	6	36.814	6	36.814	6	36.814	6	36.814	6	36.814	6	36.814	6	36.814	6	36.814	6	36.814	6	36.814
Desinstalación chute*		glb	2.351	6	14.104	6	14.104	6	14.104	6	14.104	6	14.104	6	14.104	6	14.104	6	14.104	6	14.104	6	14.104
Sub-total Infraestructura					2.843.505		3.471.981		3.473.361		3.473.535		3.466.630		3.465.135		3.465.239		3.465.440		3.473.535		3.466.630
Ventilación																							
Excavación Chimenea Ventilación (5)*	1.5m x 2.0m		340	83	28.332	83	28.332	83	28.332	83	28.332	83	28.332	83	28.332	83	28.332	83	28.332	83	28.332	83	28.332
Ventilación					48.000		14.000		32.000		38.000		14.000		14.000		38.000		14.000		38.000		14.000
Sub-total Ventilación					76.332		42.332	83	60.332		66.332		42.332		42.332		66.332		42.332		66.332		42.332
Relleno Hidráulico																							
Bomba y Tubería		glb			123.940		159.100				53.050												53.050
Sub-total Relleno Hidráulico					123.940		159.100		0		53.050		0		0		0		0		0		53.050
Agua																							
Bomba, Tanque y Tubería		glb	2.800		85.150	9.400	196.540		1.800		37.645											1.800	37.645
Sub-total Agua					85.150		196.540		0		37.645		0		0		0		0		0		37.645
Energía Eléctrica																							
Sub-total Energía Eléctrica		glb			183.978		213.038		167.465				0		0		0		0		0		0
Aire Comprimido																							
Compresora y Tubería		glb	3.200		212.663		484.572				98.503												98.503
Sub-total Aire Comprimido					212.663		484.572		0		98.503		0		0		0		0		0		98.503
COSTO DE CAPITAL TOTAL					3.525.568	0	4.567.563		3.701.158		3.729.065		3.508.962		3.507.467		3.531.571		3.507.772		3.729.065		3.508.962
Mineral a Explotarse		TMS/año			717.364		725.367		713.807		712.059		720.624		720.754		726.834		724.255		725.924		779.921
10% Mineral de Avances		10%			71.736		72.537		71.381		71.206		72.062		72.075		72.683		72.425		72.592		77.992
34% Desmonte de Preparaciones		34%			243.904		246.625		242.694		242.100		245.012		245.056		247.123		246.247		246.814		265.173
TOTAL A TRANSPORTARSE		TMS/año			1.033.005		1.044.529		1.027.882		1.025.365		1.037.699		1.037.886		1.046.640		1.042.927		1.045.331		1.123.086
COSTO DE OPERACIÓN																							
Transporte LHD (0.15 km)*		US\$/TMS	2	63%	1.26		1.26		1.26		1.26		1.26		1.26		1.26		1.26		1.26		1.26
Transporte camiones tajo-planta (3.5 km)*		US\$/TMS			2.00		2.00		2.00		2.00		2.00		2.00		2.00		2.00		2.00		2.00
Mantenimiento de Rampas*		US\$/TMS			0.05		0.05		0.05		0.05		0.05		0.05		0.05		0.05		0.05		0.05
Ventilación		US\$/TMS			0.49		0.51		0.51		0.51		0.51		0.51		0.51		0.51		0.51		0.51
Total Costo Operaciones		US\$/TMS			3.80		3.82		3.82		3.81		3.82		3.82		3.82		3.82		3.81		3.82
COSTO DE OPERACIÓN TOTAL		US\$			3.925.418		3.990.100		3.926.509		3.906.640		3.964.009		3.964.723		3.998.166		3.983.981		3.982.709		4.290.189

Tabla 31. Cronograma de Inversiones en US\$ - Alternativa 2 (Faja-Rieles-Pique)

APENDICE B-2

Rubro	Sección1	Unidad	P.U.	Años																			
				2008		2009		2010		2011		2012		2013		2014		2015		2016		2017	
				Cantidad	US\$	Cantidad	US\$	Cantidad	US\$	Cantidad	US\$	Cantidad	US\$	Cantidad	US\$	Cantidad	US\$	Cantidad	US\$	Cantidad	US\$	Cantidad	US\$
Excavación Rampas*	3.0m x 3.0m	ml	305.81	1,299	397,101	557	170,186	1,299	397,101	1,855	567,286	1,855	567,286	1,855	567,286	1,855	567,286	1,855	567,286	1,855	567,286	1,855	567,286
Excavación Galerías & Cruceros*	3.0m x 3.0m	ml	298.94	487	145,644	209	62,419	487	145,644	696	208,063	696	208,063	696	208,063	696	208,063	696	208,063	696	208,063	696	208,063
Excavación Galerías & Cruceros*	3.5m x 3.5m	ml	341.15	2,443	833,431	1,047	357,185	2,443	833,431														
Rehabilitación & Desquinche labores antiguas(2,1mx1.8m)	3.5m x 3.5m	ml	146.19	1,561	228,195	669	97,798	1,561	228,195														
Sostenimiento con cimbras metálicas**	3.5m x 3.5m	ml	594.44	400	238,015	172	102,006	400	238,015														
Suministro de explosivos		ml	35.00	4,413	154,448	1,891	66,192	4,413	154,448	6,304	220,640	6,304	220,640	6,304	220,640	6,304	220,640	6,304	220,640	6,304	220,640	6,304	220,640
Transporte desmonte*		TMS	1.61	128,194	206,136	54,940	88,344	128,194	206,136	183,134	294,479	183,134	294,479	183,134	294,479	183,134	294,479	183,134	294,479	183,134	294,479	183,134	294,479
pernos cementados 22mm x 2.4mts		und	27.63	8,105	223,939	3,474	95,974	8,105	223,939	11,579	319,912	11,579	319,912	11,579	319,912	11,579	319,912	11,579	319,912	11,579	319,912	11,579	319,912
Concreto lanzado e = 2" *		m2	45.69	6,948	317,459	2,978	136,054	6,948	317,459	9,925	453,513	9,925	453,513	9,925	453,513	9,925	453,513	9,925	453,513	9,925	453,513	9,925	453,513
Excavación Pre Pass 2m x 2m *		ml	300.89	1,050	315,937	450	135,402	1,050	315,937														
Chute in line		und	35,000.00	6	210,000	6	210,000	6	210,000														
Sistema rieles + durmientes **		ml	52.90	4,004	211,812	1,716	90,777	4,004	211,812														
Sistema trolley *		ml	66.72	4,004	267,141	1,716	114,489	4,004	267,141														
Sub-total Infraestructura Niv. 250					3,749,258		1,726,825		3,749,258		2,063,894		2,063,894		2,063,894		2,063,894		2,063,894		2,063,894		2,063,894
Locomotora 12 ton		und	190000			1	190,000	1	190,000														
Carros mineros 120 p (3.4m3)		und	10000			5	50,000	15	150,000														
Volteador de carros mineros		und	15000			1	15,000	1	15,000														
rectificador		und	18,000			2	36,000	2	36,000														
Aire Comprimido (Tubería)										1,800	98,503												
Agua										1,800	37,645												
Relleno Hidráulico										2,000	53,050												
Subestación y Cableado Alimentación									237,013														
Sub-total Equipos Niv. 250							291,000		628,013		189,198												
Total Nivel 250					3,749,258		2,017,825		4,377,271		2,253,092		2,063,894		2,063,894		2,063,894		2,063,894		2,063,894		2,063,894
SISTEMA DE FAJA																							
Montaje e Instalación del Sistema de Faja						1	1,346,700																
Sub-total Faja							1,346,700																
Total Sistema de Faja							1,346,700																
SISTEMA DE IZAJE																							
Rehabilitación Pique y Sistema Izaje	4.0m x 3.0m		2,281,318			1	2,316,318																
Sub-total Pique							2,316,318																
Total Sistema de Izaje							2,316,318																
TOTALES					3,749,258		5,680,843		4,377,271		2,253,092		2,063,894		2,063,894		2,063,894		2,063,894		2,063,894		2,063,894

Tabla 32. Costo de Operación - Alternativa 2

APENDICE B-3

Costo Unitario de Transporte por Sistema Actual (Rampa Kosmos) 3.808 \$/t
 Costo Unitario Rieles Niv.250- Izaje 1.17 \$/t
 Costo Unitario Rieles Nv 500-600 1.37 \$/t
 Costo Faja-Rieles 250 -Pique 1.56 \$/t

		Años										
Rubros		2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	
NIVEL 500 DOWN	Tonelaje a Transportar (tms) por Rampas	230,813	156,659	80,305	13,874	5,000	48,558	58,833	0	0	0	
	10% mineral por avances	23,081	15,666	8,031	1,387	500	4,856	5,883	0	0	0	
	34% desmonte de Preparaciones	78,476	53,264	27,304	4,717	1,700	16,510	20,003	0	0	0	
	Total a Transportar por Rampas	332,371	225,589	115,639	19,979	7,200	69,924	84,720	0	0	0	
	Costo Unitario Transporte por Rampas (\$/t)	3.81	3.81	3.81	3.81	3.81	3.81	3.81	3.81			
	Costo Total Transporte por Rampas (\$)	1,265,668	859,043	440,354	76,078	27,418	266,269	322,612	0	0	0	
	Tonelaje a Transportar (tms) por Rieles- Pique	110,450	149,903	241,500	394,378	282,968	360,730	452,800	470,980	396,128	459,510	
	10% mineral por avances	11,045	14,990	24,150	39,438	28,297	36,073	45,280	47,098	39,613	45,951	
	24% desmonte de Preparaciones	26,508	35,977	57,960	94,651	67,912	86,575	108,672	113,035	95,071	110,282	
	Total Tonelaje a Transportar por Rieles Nv 250-Izaje	148,003	200,870	323,610	528,467	379,177	483,378	606,752	631,113	530,812	615,743	
	Costo Unitario Rieles Nv 250-Izaje (\$/t)	1.17	1.17	1.17	1.17	1.17	1.17	1.17	1.17	1.17	1.17	
	Costo Total Rieles Nv 250 -Izaje (\$)	173,167	235,022	378,630	618,317	443,645	565,563	709,913	738,416	621,061	720,433	
	NIVEL 500 UP	Tonelaje a Transportar (tms) por Rampas	125,278	184,085	135,220	22,502	126,051	50,000	0	0	0	0
		10% mineral por avances	12,528	18,409	13,522	2,250	12,605	5,000	0	0	0	0
24% desmonte de Preparaciones		30,067	44,180	32,453	5,400	30,252	12,000	0	0	0	0	
Total a Transportar por Rampas		167,873	246,674	181,195	30,153	168,908	67,000	0	0	0	0	
Costo Unitario Transporte por Rampas (\$/t)		3.81	3.81	3.81	3.81	3.81	3.81					
Costo Total Transporte por Rampas (\$)		639,259	939,334	689,990	114,821	643,203	255,136	0	0	0	0	
Tonelaje a Transportar (tms) por Rieles		250,823	114,721	146,782	165,245	165,288	140,148	85,200	147,867	229,796	255,411	
10% mineral por avances		25,082	11,472	14,678	16,525	16,529	14,015	8,520	14,787	22,980	25,541	
24% desmonte de Preparaciones		60,198	27,533	35,228	39,659	39,669	33,636	20,448	35,488	55,151	61,299	
Total Tonelaje a Transportar por Rieles Nv. 500 y 600		336,103	153,726	196,688	221,428	221,486	187,798	114,168	198,142	307,927	342,251	
Costo Unitario Rieles Nv. 600 y 500 (\$/t)		1.37	1.37	1.37	1.37	1.37	1.37	1.37	1.37	1.37	1.37	
Costo Total Rieles Nivel 500 y 600 (\$)		461,174	210,931	269,880	303,826	303,906	257,682	156,652	271,875	422,513	469,610	
PROFUNDIZACION		Tonelaje a Transportar por Faja Nv 100-250 -Rieles Nv 250- Pique		120,000	110,000	116,060	141,318	121,318	130,000	105,408	100,000	65,000
		10% mineral por avances		12,000	11,000	11,606	14,132	12,132	13,000	10,541	10,000	6,500
	24% desmonte de Preparaciones		28,800	26,400	27,854	33,916	29,116	31,200	25,298	24,000	15,600	
	Total Tonelaje a Transportar por Faja Nv 100-250 -Rieles Nv 250- Pique		160,800	147,400	155,520	189,366	162,566	174,200	141,247	134,000	87,100	
	Costo Unitario Faja Nv 100-250 -Rieles Nv 250- Pique (\$/t)		1.56	1.56	1.56	1.56	1.56	1.56	1.56	1.56	1.56	
	Costo Total Faja-Rieles Nv 250-Pique (\$)		250,146	229,300	241,932	294,584	252,893	270,991	219,728	208,455	135,496	
Costo Total de Operacion (\$)		2,539,267	2,494,476	2,008,154	1,354,976	1,712,755	1,597,542	1,460,168	1,230,018	1,252,028	1,325,538	

Tabla 33. Costo Unitario de Transporte Niveles 500 y 600

APENDICE B-4

NIVEL 500				
Mineral a explotarse	TMS/año	180,000		
COSTO DE OPERACION	Und	Cantidad	PU	US\$/TMS
<u>Mano de obra:</u>				
Operador winche + loading pocket	HH/año	0	3.5	0
Operadores 2 locomotoras Niv. 500	HH/año	35040	3.2	0.62
Mantenimiento maderamen Pique	HH/año	0	3.4	0.00
Mantenimiento sistema rieles	HH/año	8150	3.1	0.14
Mantenimiento mecánico eléctrico	HH/año	4800	3.5	0.09
<u>Transporte secundario:</u>				
LHD 3.5y3 (distancia = 0.15km)				
<u>Otros Gastos:</u>				
Energía eléctrica	kw-hra/año	458,264	0.041	0.10
Repuestos sistema izaje	US\$/año	0	5000	0.00
Repuestos sistema rieles	US\$/año	24	1000	0.13
Ventilación	US\$/año	50,000		0.28
Sub-total Costo Operación	US\$/TMS			1.37

*TMS a transportarse como promedio 2008-17.

COSTO RIELES (SOLO NV. 250)	1.37
------------------------------------	-------------

Tabla 34. Costo Unitario de Transporte Faja nv. 180_250 - Rieles nv. 250 -Pique

APENDICE B-5

Mineral a explotarse	TMS/año			720,000
COSTO DE OPERACION	Und	Cantidad	PU	US\$/TMS
<u>Mano de obra:</u>				
Operador winche + loading pocket	HH/año	17,520	3.5	0.09
Operador 1 locomotora	HH/año	17,520	3.2	0.08
Operador Faja + loading pocket	HH/año	17,520	3.5	0.09
Mantenimiento maderamen Pique	HH/año	15,360	3.4	0.07
Mantenimiento sistema rieles	HH/año	6,600	3.1	0.03
Mantenimiento sistema fajas	HH/año	480	3.1	0.00
Mantenimiento mecánico eléctrico	HH/año	9,600	3.5	0.05
<u>Transporte Secundario:</u>				
LHD 3.5y3 (distancia = 0.15km)				0.60
<u>Otros Gastos:</u>				
Energía eléctrica	kw-hra/año	3,055,094	0.041	0.17
Repuestos sistema izaje	US\$/año	12	5000	0.08
Repuestos sistema rieles	US\$/año	12	1000	0.02
Repuestos sistema faja	US\$/año	24	180	0.01
Ventilación	US\$/año	200,000		0.28
TOTAL COSTO DE OPERACIÓN	US\$/TMS			1.56

Tabla 35. Costo Unitario de Transporte Rieles nv. 250

APENDICE B-6

Mineral a explotarse	TMS/año			331,000
COSTO DE OPERACION	Und	Cantidad	PU	US\$/TMS
<u>Mano de obra:</u>				
Operador winche + loading pocket	HH/año		3.5	0.00
Operador 1 locomotora	HH/año	17,520	3.2	0.17
Mantenimiento maderamen Pique	HH/año	0	3.4	0.00
Mantenimiento sistema rieles	HH/año	6,600	3.1	0.06
Mantenimiento mecánico eléctrico	HH/año	2,400	3.5	0.03
<u>Transporte Secundario:</u>				
LHD 3.5y3 (distancia = 0.15km)				0.60
<u>Otros Gastos:</u>				
Energía eléctrica	kw-hra/año	1,018,365	0.041	0.13
Repuestos sistema izaje	US\$/año	0	5000	0.00
Repuestos sistema rieles	US\$/año	12	1000	0.04
Ventilación	US\$/año	50,000		0.15
TOTAL COSTO DE OPERACIÓN	US\$/TMS			1.17

Tabla 36. Costo de Capital Estimado para Rehabilitar el Pique D

APENDICE B-7

Item	DESCRIPTION	UNID	METRADO	SECCION	PRECIO	MONTO
1.0	Mobilization/Demobilization					
1.1	Mobilization	L.S.	1		50,000.00	50,000
1.2	Camp, Office and Dry Set - Up	L.S.	1		35,000.00	35,000
Subtotal Section 1						85,000
2.0	Production Hoist Room Set Up					
2.01	Acces to Hoistroom	m	30	plus 2%	600.00	18,000
2.02	Hoist Room Excavation	cu.m	1000		75.00	75,000
2.03	Rope Raise Excavation and Installations	m	40		750.00	30,000
2.04	Hoist Foundation	cu.m	200	7' dia	300.00	60,000
2.05	Hoist Installation	L.S.	1	7' dia	80,000.00	80,000
2.06	Hoist Supply	L.S.	1	7' dia	595,000.00	595,000
2.07	Supply 10 tonne Overhead Crane	L.S.	1	15 tonne	22,000.00	22,000
2.08	Install 10 tonne Overhead Crane	L.S.	1	15 tonne	10,000.00	10,000
2.09	Ground Support	L.S.	1		15,000.00	15,000
2.1	Head Sheaves					
2.11	Excavation for the production hoist headsheave	cu.m	60		150.00	9,000
2.12	Production Hoist Head Sheaves Installation	L.S.	1	7'dia.	10,000.00	10,000
2.13	Production Hoist Head Sheaves Supply	each	2	7'dia.	12,500.00	25,000
2.14	Dump Scrolls	each	2		6,000.00	12,000
2.2	Ropes and Conveyances					
2.21	Skip over Cage	each	2		10,000.00	20,000
2.22	Rope and Connections 1 1/4" dia.	L.S.	1	3	10,000.00	10,000
2.23	Rope up	each	2		3,000.00	6,000
2.24	Skips	each	3	5.0 cu.m	55,000.00	165,000
Subtotal Section 2						1,162,000
3.0	U/G Sinking Hoisting Plant					
3.01	Sinking Hoist Hoist	L.S.	1	Production	0.00	0
3.02	Surface Electrics Supply and Install	L.S.	1		75,000.00	75,000
3.03	Communication	L.S.	1		15,000.00	15,000
3.04	Accesories (Ropes and Sheaves)	L.S.	1		25,000.00	25,000
3.05	Piping Supply and Installation	L.S.	1		18,000.00	18,000
3.1	Sinking Set Up					
3.11	Labour for Installation	kg	26300		0.75	19,725
3.12	Safety Doors	kg	7200		1.35	9,720
3.13	Sinking Buckets (170 cu.ft.)	kg	7200		1.35	9,720
3.14	Cross Head	kg	2400		1.35	3,240
3.15	Equiping Stage	kg	9500		1.35	12,825
3.16	Chain Fall (5 tonne)	L.S.	5		1,250.00	6,250
3.17	Accesories (Ropes, Slings, Chains and Sheaves)	L.S.	1		15,000.00	15,000
Subtotal Section 3						209,480
4.0	Shaft Clean Up 520 to 220 ml					
4.01	Set Up	L.S.	300		300.00	90,000
Subtotal Section 4						90,000
5.0	Shaft Equiping 530 to 220 mL					
5.01	Shaft Equiping	m	300	4m x -3m	256.00	76,800
5.02	Instalar bearing Set	each	2		2,150.00	4,300
5.03	Instalar Water Ring	each	2		1,750.00	3,500
5.04	Instalar Rock Catcher	each	2		2,150.00	4,300
5.05	All inclusive price to install piping	L.S.	320		25.00	8,000
5.06	All inclusive price to install electrics	L.S.	320		15.00	4,800
5.1	Shaft Station Excavation and Equiping (500mL,250mL)					
5.11	Excavate	cu.m	0	180	85.00	0
5.12	All inclusive Price to Equip	L.S.	2		3,500.00	7,000
5.2	Loading Pocket Installation (215mL)					
5.21	excavate	cu.m	120		75.00	9,000
5.22	Ore Bin Excavate, Line and Ground Support	cu.m	350	60 dia.	135.00	47,250
5.23	Rock Breaker	each	1		150,000.00	150,000
5.24	Loading Pocket Supply and Install	L.S.	1		175,000.00	175,000
5.3	Shaft Permanent Materials and Services					
5.31	Shaft Timber (Supply)	sets	102	4m x 3m	1,069.00	109,038
5.32	Shaft Guides (Supply)	each	68	4m x 3m	330.00	22,440
5.33	Shaft Concrete	cu.m/m	0	4m x 3m	59.00	0
5.34	Tight Lining	each	266		78.00	20,748
5.35	Wedges	each	15,000		0.25	3,750
5.36	Blocking	lin.ft	9,975		5.00	49,875
5.37	false posts	Sta.Sets	2		2,150.00	4,300
5.38	Bearing Sets	sets	4		1,600.00	6,400
5.4	Shaft Pipes					
5.41	6". dia. Compressed Air	each	50		205.00	10,250
5.42	4" dia. Water	each	50		100.00	5,000
5.43	Valves and Accesories	L.S.	1		15,000.00	15,000
5.44	Bracket, bolts and accesoris	L.S.	50		55.00	2,750
5.5	Shaft Ground Support					
5.51	1.8m resin bolts	each	120		8.50	1,020
5.52	Shotcrete (50mm dramix)	sq.m	200		15.71	3,142
5.53	Screen	sq.m	550		18.50	10,175
Subtotal Section 5						753,838
6.0	Trolley Dump Supply and Installation					
6.01	Trolley Dump Supply and Installation	L.S.	1	elsewhere	0.00	0
Subtotal Section 6						0
7.0	Hoisting Plant Commissioning	days	3		2,000.00	6,000
Subtotal Section 7						6,000
8.0	Shaft Demobilization	L.S.	1		10,000.00	10,000
Subtotal Section 8						10,000
Grand Total						2,316,318

APENDICE C

EVALUACION ECONOMICA

C-1: Evaluación Económica por Valor Presente Neto de Costos Totales

Tabla 37. Evaluación Económica por Valor Presente Neto de Costos Totales

APENDICE C-1

Descripción		Años									
		2.008	2.009	2.010	2.011	2.012	2.013	2.014	2.015	2.016	2.017
Costo Capital Alternativa 1	(000's US\$)	3.526	4.568	3.701	3.729	3.509	3.507	3.532	3.508	3.729	3.509
Costo de Operación	(000's US\$)	3.925	4.568	3.701	3.907	3.964	3.965	3.998	3.984	3.983	4.290
Total	(000's US\$)	7.457.519	9.142.703	7.409.027	7.642.445	7.479.491	7.478.710	7.536.283	7.498.276	7.718.519	7.805.677
Total	(000's US\$)	7.458	9.143	7.409	7.642	7.479	7.479	7.536	7.498	7.719	7.806
Costo Capital Alternativa 2	(000's US\$)	3.749	5.681	4.377	2.253	2.064	2.064	2.064	2.064	2.064	2.064
Costo de Operación	(000's US\$)	2.539	2.494	2.008	1.355	1.713	1.598	1.460	1.230	1.252	1.326
Total	(000's US\$)	6.293.274	8.181.999	6.390.802	3.611.321	3.779.713	3.664.500	3.527.126	3.296.976	3.318.986	3.392.496
Total	(000's US\$)	6.293	8.182	6.391	3.611	3.780	3.665	3.527	3.297	3.319	3.392
15%											
		1		2							
Alternativa		Rampas		Faja-Rieles-Pique							
NPV (15%)		38.998.923		25.575.270							

APENDICE D

PRECIO DE METALES Y COSTOS DE INVERSION

D-1: Precio de los Metales Año 2006

D-2 Costo del Proyecto Profundización Mina al nivel 180

Tabla 38. *Precio de los Metales Año 2006*

APENDICE D-1

	<i>Ene</i>	<i>Feb</i>	<i>Mar</i>	<i>Abr</i>	<i>May</i>	<i>Jun</i>	<i>Jul</i>	<i>Ago</i>	<i>Set</i>	<i>Oct</i>	<i>Nov</i>	<i>Dic</i>	<i>Promedio</i>
Ag	9.12	9.53	10.38	12.61	13.45	10.80	11.23	12.18	11.68	11.56	12.93	13.36	11.57
Zn	2,079	2,219	2,417	3,085	3,566	3,226	3,340	3,347	3,403	3,823	4,382	4,405	3,274
Pb	1,210	1,262	1,191	1,170	1,167	964	1,052	1,174	1,333	1,509	1,614	1,704	1,279
Cu	4,725	4,982	5,103	6,388	8,046	7,198	7,712	7,696	7,602	7,500	7,029	6,675	6,721

Item	Descripción	Und	P.U (\$)	2007		2008		Total (\$) Parcial	Total (\$) Parcial
				Metrado	Parcial (\$)	Metrado	Parcial (\$)		
1.0 OBRAS MINERAS									
1.1	Excavación y limpieza	m							
1.1.1	Rampa 4m4m, Grad: -14% (1)	449.79	715.0	321,599.85			715.0	321,599.85	
1.1.2	Rampa 4m4m, Grad: +14% (1)	430.21	135.0	58,078.35			135.0	58,078.35	
1.1.3	Cruce a Rampa 0.45%	413.79	67.0	27,723.93			67.0	27,723.93	
1.1.4	Cámara de bombeo 44x4m Grad: 0%. Capacidad: 60m3 cada una	411.42	110.0	45,266.20			110.0	45,266.20	
1.1.5	Cruce a cámara de bombeo 3m3m Grad: 0%	310.72	52.0	16,157.44			52.0	16,157.44	
1.1.6	Cámara de subestación 4m4mx5	373.87	10.0	3,738.70			10.0	3,738.70	
1.1.7	Cruce a N° 180, 3m3m, Con cuneta (2)	342.05	200.0	68,410.00			200.0	68,410.00	
1.1.8	Cámaras de acumulación, 4m4mx8m	373.87	24.0	8,972.88			24.0	8,972.88	
1.1.9	Cámaras estación:m. Carros 4m4m Grad: 14%	373.87	36.0	13,459.32			36.0	13,459.32	
1.1.10	Rampa para cargadero con Scoop	402.31	45.0	18,103.95			45.0	18,103.95	
1.1.11	Chimeneas de servicio y ventilación. Doble compartimento 2 Dcz 40m ***	261.42	140.0	36,598.80			140.0	36,598.80	
1.1.12	Excavación de eschadero de mineral(540 ton) y desmonte(337 ton) nivel 250, 1.5m x1.50m	182.21	50.0	8,110.50			50.0	8,110.50	
1.1.13	Desajuste de eschadero nivel 250 de 1.5m x1.5m a 4m x4m	18.88	520.0	9,617.60			520.0	9,617.60	
1.1.14	Cruce a eschaderos de mineral y desmonte N° 180, 3 m x3,0m (2)	343.08	60.0	20,584.80			60.0	20,584.80	
1.1.15	Excavación de eschaderos de Mineral(405 ton) y desmonte(253 ton), nivel 180, 1.5x1.50m	162.21	60.0	20,584.80			60.0	20,584.80	
1.1.16	Desajuste de eschaderos nivel 180 de 1.5m x0.5m a 4m x4m	18.88	50.0	8,110.50			50.0	8,110.50	
1.1.17	Desajuste estación de volteo en cruce a eschadero nivel 180	18.88	50.0	8,110.50			50.0	8,110.50	
1.1.18	Desajuste estación de descarga en eschaderos de mineral y desmonte en Rampa	18.88	50.0	8,110.50			50.0	8,110.50	
1.1.19	Limpieza de desmonte a Superficie	2.05	40.0	1,620.00			40.0	1,620.00	
1.1.20	Soporte para Línea Trolley	9.96	400.0	3,984.00			400.0	3,984.00	
1.1.21	Soporte de Fe para tubería HDPE 8"	9.96	400.0	3,984.00			400.0	3,984.00	
1.1.22	Soporte de Fe para tubería HDPE 4", 3/4" x1.0m	7.17	400.0	2,868.00			400.0	2,868.00	
1.1.23	Soporte para cables aluminio 1/2"x0.7m	5.74	400.0	2,296.00			400.0	2,296.00	
1.1.24	Soporte para tubería de drenaje 1"x1.20m	9.87	400.0	3,948.00			400.0	3,948.00	
1.1.25	Soporte para faja transportadora 1"x4.0	25.47	140.0	3,565.80			140.0	3,565.80	
1.2 Línea férrea									
1.2.1	Instalación de línea férrea 60 lb/yard	14.52	300.0	4,356.00			300.0	4,356.00	
1.2.2	Instalación y fabricación de cambio	1,077.47	2.0	2,154.94			2.0	2,154.94	
1.2.3	Instalación y fabricación de moña	825.81	2.0	1,651.62			2.0	1,651.62	
1.2.4	Línea rel de 60 lb/yard	21.50	3,340.0	71,810.00			3,340.0	71,810.00	
1.2.5	Esclava angulares para líneas rel de 60 lb/yard	11.50	776.0	8,924.00			776.0	8,924.00	
1.2.6	Perno, tuerca y arandela 3/4"x3 1/2"	1.34	13,058.0	17,495.04			13,058.0	17,495.04	
1.2.7	Cilindro negro	5.80	581.0	3,389.80			581.0	3,389.80	
1.2.8	Diámetro de trocha	6.90	2,176.0	15,014.40			2,176.0	15,014.40	
1.3 Línea Trolley									
1.3.1	Instalación de Línea Trolley	5.12	500.0	10,585.00			500.0	10,585.00	
1.3.2	Materiales para Línea Trolley	25.80	60.0	2,400.00			60.0	2,400.00	
1.4 Sostentamiento									
1.4.1	Instalación de Pernos de 10x22mm, en rampa (4)	21.60	1,012.0	21,859.20			1,012.0	21,859.20	
1.4.2	Instalación de Pernos de 8x22mm, en cruce	17.55	340.0	5,987.00			340.0	5,987.00	
1.4.3	Malla electroalmidada 2"x2", N° 01	9.81	1,400.0	13,454.00			1,400.0	13,454.00	
1.4.4	Instalación de cintas 4m4mx13lb/yard, en Rampa	164.82	30.0	4,944.60			30.0	4,944.60	
1.4.5	Instalación de Planchas metálicas 1.53m x1.10m	17.73	450.0	7,978.50			450.0	7,978.50	
1.4.6	Instalación de Cintas 3m x3m x3lb/yard en cruce	151.32	15.0	2,269.80			15.0	2,269.80	
1.4.7	Instalación de botas de concreto	1.86	3,000.0	5,880.00			3,000.0	5,880.00	
1.4.8	Concreto lanzado 2" 7c=210 kg/cm2 sin fibra (3)	21.13	500.0	10,585.00			500.0	10,585.00	
1.4.9	Cintas 4m4mx13lb/yard	410.00	60.0	24,600.00			60.0	24,600.00	
1.4.10	Cintas 3m x3m x3lb/yard	390.00	50.0	19,500.00			50.0	19,500.00	
1.4.11	Planchas acanaliadas 1530mx110mmx2.5mm	40.50	1,230.0	49,815.00			1,230.0	49,815.00	
2.0 OBRAS CIVILES									
2.1 Estación de Carga en Rampa									
2.1.1	Cerca y Cimentaciones								
2.1.1.1	Encofrado	m2	17.15	380.0	6,517.00		380.0	6,517.00	
2.1.1.2	Acero de Refuerzo	kg	1.39	1,615.0	2,244.85		1,615.0	2,244.85	
2.1.1.3	Concreto 210 kg/cm2	m3	132.08	375.0	49,530.00		375.0	49,530.00	
2.1.1.4	Insernos (incluye pintura y forro)	kg	4.21	4,000.0	16,840.00		4,000.0	16,840.00	
2.1.1.5	Groat	m3	134.73	1.0	134.73		1.0	134.73	
2.1.2	Blindaje de tolvas de mineral y desmonte								
2.1.2.1	Encofrado	m2	17.15	50.0	857.50		50.0	857.50	
2.1.2.2	Concreto 210 kg/cm2	m3	132.08	28.0	3,698.24		28.0	3,698.24	
2.1.2.3	Traslapo e instalación de rieles	kg	1.23	8,600.0	10,578.00		8,600.0	10,578.00	
2.2 Estación de Volteo Cruce a eschaderos IV-180									
2.2.1	Base de Partillas								
2.2.1.1	Encofrado	m2	17.15	50.0	857.50		50.0	857.50	
2.2.1.2	Acero de Refuerzo	kg	1.40	480.0	672.00		480.0	672.00	
2.2.1.3	Concreto 210 kg/cm2	m3	132.08	96.0	12,679.68		96.0	12,679.68	
2.2.2	Base para Jiba de Volteo								
2.2.2.1	Encofrado	m2	17.15	5.0	85.75		5.0	85.75	
2.2.2.2	Acero de Refuerzo	kg	1.39	30.0	41.70		30.0	41.70	
2.2.2.3	Concreto 210 kg/cm2	m3	132.08	6.0	792.48		6.0	792.48	
2.2.2.4	Insernos metálicos	kg	4.21	2,200.0	9,262.00		2,200.0	9,262.00	
2.3 Estación de Bombeo									
2.3.1	Camara de Bombeo y cimentaciones								
2.3.1.1	Encofrado	m2	17.15	42.0	720.30		42.0	720.30	
2.3.1.2	Acero de Refuerzo	kg	1.39	175.0	243.25		175.0	243.25	
2.3.1.3	Concreto 210 kg/cm2	m3	132.08	35.0	4,622.80		35.0	4,622.80	
3.0 OBRAS MECANICAS									
3.1	Tuberías aire y agua								
3.1.1	Instalación de tubería de HDPE 8"	m	8.30	2,100.0	17,430.00		2,100.0	17,430.00	
3.1.2	Instalación de tubería de HDPE 6"	m	7.30	2,300.0	16,790.00		2,300.0	16,790.00	
3.1.3	Instalación de tubería de HDPE 4"	m	1.20	2,100.0	2,520.00		2,100.0	2,520.00	
3.1.4	Instalación de tubería de HDPE 2"	m	0.83	2,100.0	1,743.00		2,100.0	1,743.00	
3.1.5	Tubería de HDPE 8"	m	9.00	2,100.0	18,900.00		2,100.0	18,900.00	
3.1.6	Tubería de HDPE 6"	m	7.25	2,300.0	16,675.00		2,300.0	16,675.00	
3.1.7	Tubería de HDPE 4"	m	4.50	2,100.0	9,450.00		2,100.0	9,450.00	
3.1.8	Tubería de HDPE 2"	m	3.00	2,100.0	6,300.00		2,100.0	6,300.00	
3.1.9	Accesorios	Gib	3,000.00	1.0	3,000.00		1.0	3,000.00	
3.2	Trabajos de termofusión								
3.2.1	Termofusión de tubería HDPE 8"	Pto	34.86	210.0	7,320.60		210.0	7,320.60	
3.2.2	Termofusión de tubería HDPE 6"	Pto	26.15	230.0	6,014.50		230.0	6,014.50	
3.3	Materiales mecánicos								
3.3.1	Palanquillas, planchas cortén y vigas	Gib	12,000.00	1.0	12,000.00		1.0	12,000.00	
3.4	Estación de carga								
3.4.1	Fabricación y montaje de tolva	Gib	24,000.00	1.0	24,000.00		1.0	24,000.00	
3.4.2	Suministro, fabricación y montaje de los chubes de alimentación (mineral y desmonte) incluye parte estructural, montaje apron feeder	Gib	110,000.00	1.0	110,000.00		1.0	110,000.00	
3.5 Estación de Volteo									
3.5.1	Montaje de Partillas, instalación de vigas WF, gibus de volteo, viga monarrel y fabricación y montaje plataforma para limpiar carro y otros	Gib	50,000.00	1.0	50,000.00		1.0	50,000.00	
3.6	Faja Transportadora								
3.6.1	Montaje y otros	Gib	150,000.00	1.0	150,000.00		1.0	150,000.00	
3.7	Bombeo								
3.7.1	Montaje de bombas y montaje de viga monarrel	Gib	10,000.00	1.0	10,000.00		1.0	10,000.00	
4.0 OBRAS ELECTRICAS									
4.1	Obras Eléctricas y otros	Gib	36,000.00	1.0	36,000.00		1.0	36,000.00	
4.2	Materiales Eléctricos	Gib	86,000.00	1.0	86,000.00		1.0	86,000.00	
4.3	Materiales Instrumentación	Gib	15,000.00	1.0	15,000.00		1.0	15,000.00	
5.0 EQUIPAMIENTO									
5.1	Equipo de transporte de mineral								
5.1.1	Apron Feeder	Und	67,100.00	2.0	134,200.00		2.0	134,200.00	
5.1.2	Faja Transportadora	m	1,250.00	850.0	1,062,500.00		850.0	1,062,500.00	
5.1.3	Otros	Gib	80,000.00	1.0	80,000.00		1.0	80,000.00	
5.2	Equipo de Bombeo para Drenaje								
5.2.1	Bombas de drenaje de 150 HP	Gib	40,000.00	2.0	80,000.00		2.0	80,000.00	
5.3	Equipo Eléctrico								
5.3.1	Transformadores, Celdas de Distribución, CCM	Gib	100,000.00	1.0	100,000.00		1.0	100,000.00	
5.4</									

APENDICE E

ANALISIS DE SENSIBILIDAD

- E-1: Iteración entre el VPN, el VPT y el Costo Operativo
- E-2: Iteración entre el VPN, Ley de Plata y el Costo Operativo

Se parte de los parámetros base, los cuales tiene una variación de +/- 10% obteniendo de esta manera diferentes valores para el valor presente neto, los cuales han sido graficados, observando que las variaciones son más significativas en el VPT cuando se varía el valor presente neto

Tabla 40. Iteración entre el VPN, el VPT y el Costo Operativo

	VPN	VALOR POR TONELADA						
	4.430.340	49.882	57.008	64.134	71.26	78.386	85.512	92.638
	23,2	5.136.677	7.903.464	10.670.251	13.437.038	16.203.825	18.970.612	21.737.399
	27,84	3.335.120	6.101.907	8.868.694	11.635.481	14.402.268	17.169.055	19.935.842
	32,48	1.533.564	4.300.351	7.067.138	9.833.925	12.600.712	15.367.499	18.134.286
	37,12	(267.993)	2.498.794	5.265.581	8.032.368	10.799.155	13.565.942	16.332.729
COSTO OPERATIVO	41,76	(2.069.549)	697.238	3.464.025	6.230.812	8.997.599	11.764.386	14.531.173
	46,4	(3.871.106)	(1.104.319)	1.662.468	4.429.255	7.196.042	9.962.829	12.729.616
	51,04	(5.672.662)	(2.905.875)	(139.088)	2.627.699	5.394.486	8.161.273	10.928.060
	55,68	(7.474.219)	(4.707.432)	(1.940.645)	826.142	3.592.929	6.359.716	9.126.503
	60,32	(9.275.776)	(6.508.988)	(3.742.201)	(975.414)	1.791.373	4.558.160	7.324.947
	64,96	(11.077.332)	(8.310.545)	(5.543.758)	(2.776.971)	(10.184)	2.756.603	5.523.390
	69,6	(12.878.889)	(10.112.102)	(7.345.314)	(4.578.527)	(1.811.740)	955.047	3.721.834

Tabla 41. Iteración entre el VPN, Ley de Plata y el Costo Operativo

	VPN	LEY DE PLATA						
	4.430.340	162,93	186,21	209,49	232,76	256,04	279,32	302,59
	23,2	7.600.867	9.546.619	11.492.371	13.438.123	15.383.875	17.329.627	19.275.379
	27,84	5.799.310	7.745.062	9.690.814	11.636.566	13.582.318	15.528.070	17.473.822
	32,48	3.997.753	5.943.506	7.889.258	9.835.010	11.780.762	13.726.514	15.672.266
	37,12	2.196.197	4.141.949	6.087.701	8.033.453	9.979.205	11.924.957	13.870.709
COSTO OPERATIVO	41,76	394.640	2.340.392	4.286.145	6.231.897	8.177.649	10.123.401	12.069.153
	46,4	(1.406.916)	538.836	2.484.588	4.430.340	6.376.092	8.321.844	10.267.596
	51,04	(3.208.473)	(1.262.721)	683.031	2.628.784	4.574.536	6.520.288	8.466.040
	55,68	(5.010.029)	(3.064.277)	(1.118.525)	827.227	2.772.979	4.718.731	6.664.483
	60,32	(6.811.586)	(4.865.834)	(2.920.082)	(974.330)	971.422	2.917.175	4.862.927
	64,96	(8.613.142)	(6.667.390)	(4.721.638)	(2.775.886)	(830.134)	1.115.618	3.061.370
	69,6	(10.414.699)	(8.468.947)	(6.523.195)	(4.577.443)	(2.631.691)	(685.939)	1.259.814

APENDICE F

PLANOS Y DISEÑOS

- F-1 Diagrama de Extracción por Rampa
- F-2 Diagrama de Extracción por Faja-Riel-Pique
- F-3 Plano del Pique D
- F-4 Plano del sistema de Faja
- F-5 Mapeo Geomecánico de la Rampa de Profundización
- F-6 Rampa de Profundización Vista General
- F-7 Rampa de Profundización Vista Isométrica
- F-8 Sección Típica 4.0*4.0m
- F-9: Sección Típica 4.0*4.0m con Faja
- F-10 Sistema de Bombeo
- F-11 Sostenimiento en Sección Típica 4.0*4.0

Sur Oeste 500-up Rampa	
2008	125,278
2009	184,085
2010	135,220
2011	22,502
2012	126,051
2013	50,000
2014	0
2015	0
2016	0
2017	0

Sur Este 500-up Riel	
2008	0
2009	0
2010	0
2011	0
2012	10,000
2013	20,000
2014	25,200
2015	33,840
2016	107,928
2017	130,411

Norte Oeste 500-up Riel	
2008	159,180
2009	49,760
2010	102,971
2011	143,245
2012	114,193
2013	50,885
2014	40,000
2015	114,027
2016	121,868
2017	125,000

Norte Este 500-up Riel	
2008	120,803
2009	64,961
2010	43,810
2011	22,000
2012	41,095
2013	69,462
2014	20,000
2015	0
2016	0
2017	0

EXTRACCION RAMPA Rampas 250-500	
2008	312,103
2009	306,562
2010	321,805
2011	408,251
2012	287,988
2013	409,288
2014	511,634
2015	470,980
2016	396,128
2017	459,510

EXTRACCION RAMPA Rampas 500 Up	
2008	125,278
2009	184,085
2010	135,220
2011	22,502
2012	126,051
2013	50,000
2014	0
2015	0
2016	0
2017	0

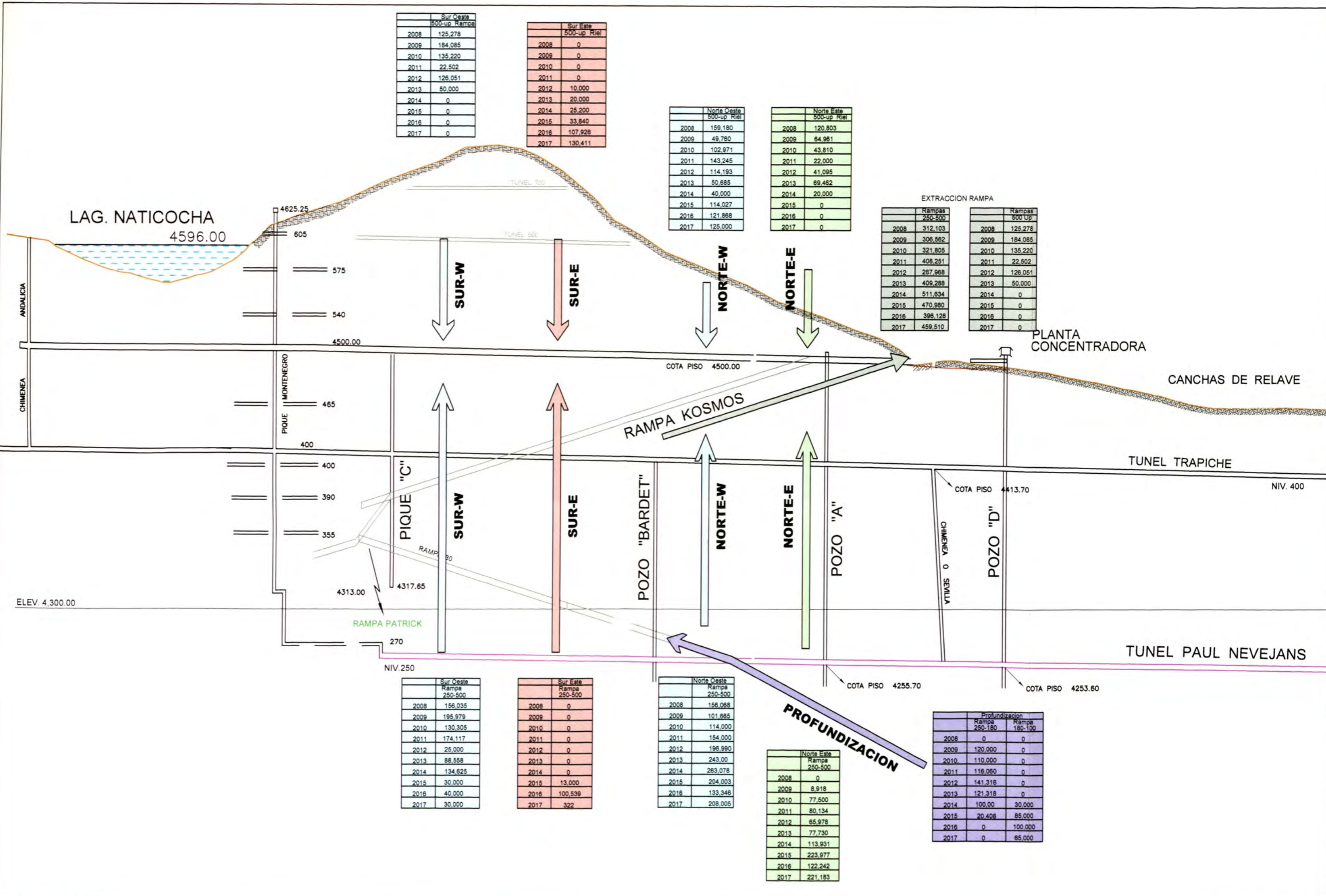
Sur Oeste Rampa 250-500	
2008	156,035
2009	195,979
2010	130,305
2011	174,117
2012	25,000
2013	88,558
2014	134,625
2015	30,000
2016	40,000
2017	30,000

Sur Este Rampa 250-500	
2008	0
2009	0
2010	0
2011	0
2012	0
2013	0
2014	0
2015	13,000
2016	100,539
2017	322

Norte Oeste Rampa 250-500	
2008	156,068
2009	101,885
2010	114,000
2011	154,000
2012	196,990
2013	243,00
2014	263,078
2015	204,003
2016	133,346
2017	208,005

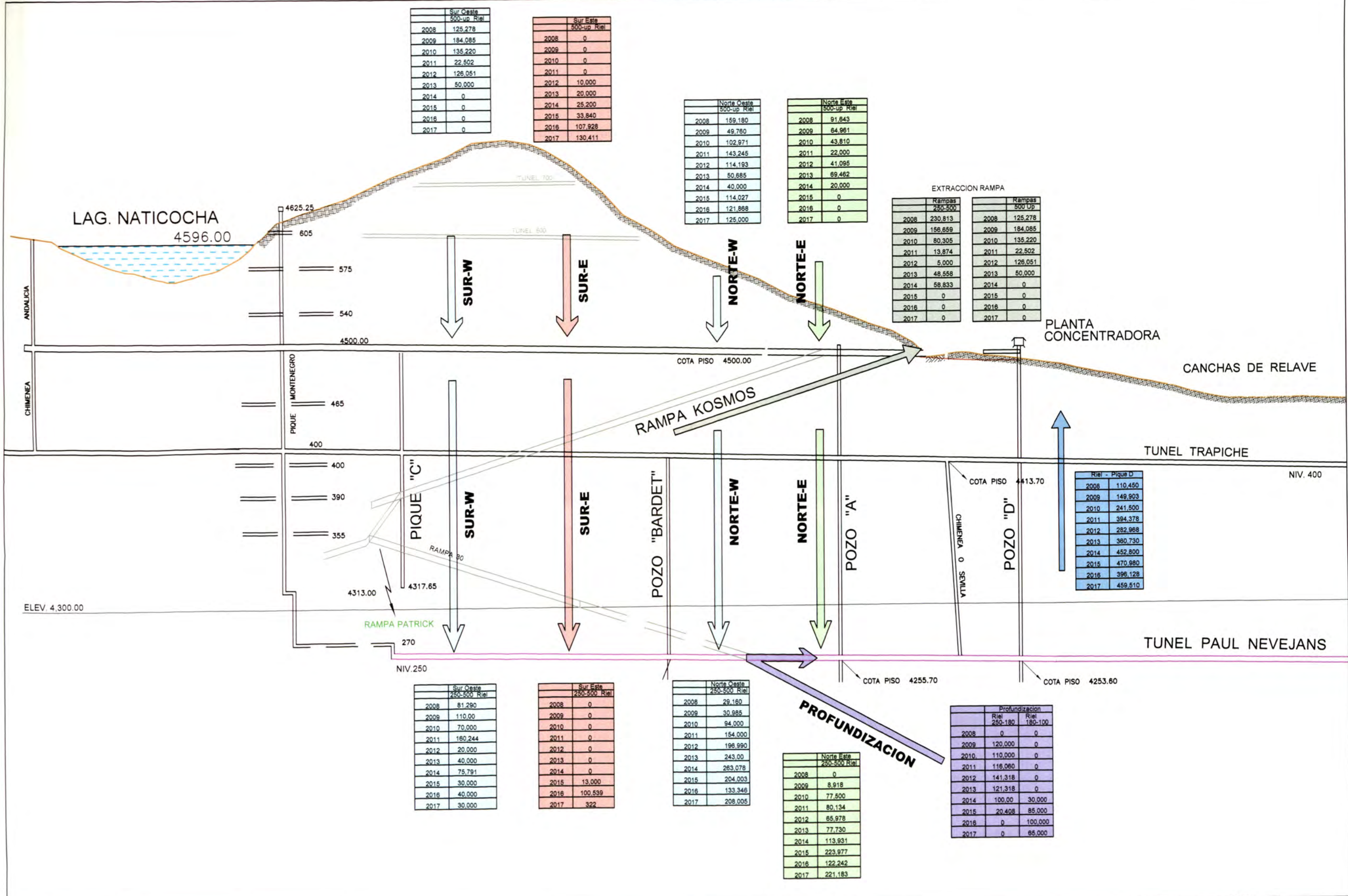
Norte Este Rampa 250-500	
2008	0
2009	8,918
2010	77,500
2011	80,134
2012	65,978
2013	77,730
2014	113,931
2015	223,977
2016	122,242
2017	221,183

Profundizacion		
Rampa 250-180	Rampa 180-100	
2008	0	0
2009	120,000	0
2010	110,000	0
2011	116,060	0
2012	141,318	0
2013	121,318	0
2014	100,00	30,000
2015	20,408	85,000
2016	0	100,000
2017	0	85,000



GERENCIA DE OPERACIONES	
MINA	
PLANEAMIENTO	
GEOLOGIA	
SEGURIDAD	
GEO MECANICA	

NOTA:



Year	Sur Oeste 500-up Riel
2008	125,278
2009	184,085
2010	135,220
2011	22,502
2012	126,051
2013	50,000
2014	0
2015	0
2016	0
2017	0

Year	Sur Este 500-up Riel
2008	0
2009	0
2010	0
2011	0
2012	10,000
2013	20,000
2014	25,200
2015	33,840
2016	107,928
2017	130,411

Year	Norte Oeste 500-up Riel
2008	159,180
2009	49,760
2010	102,971
2011	143,245
2012	114,193
2013	50,885
2014	40,000
2015	114,027
2016	121,888
2017	125,000

Year	Norte Este 500-up Riel
2008	91,843
2009	64,961
2010	43,810
2011	22,000
2012	41,095
2013	69,462
2014	20,000
2015	0
2016	0
2017	0

EXTRACCION RAMPA	
Rampas 250-500	Rampas 500 Up
2008	230,813
2009	156,659
2010	80,305
2011	13,874
2012	5,000
2013	48,558
2014	58,833
2015	0
2016	0
2017	0

Year	Riel - Pique D
2008	110,480
2009	149,903
2010	241,500
2011	394,378
2012	262,968
2013	360,730
2014	452,800
2015	470,980
2016	396,128
2017	459,510

Year	Sur Oeste 250-500 Riel
2008	81,290
2009	110,000
2010	70,000
2011	160,244
2012	20,000
2013	40,000
2014	75,791
2015	30,000
2016	40,000
2017	30,000

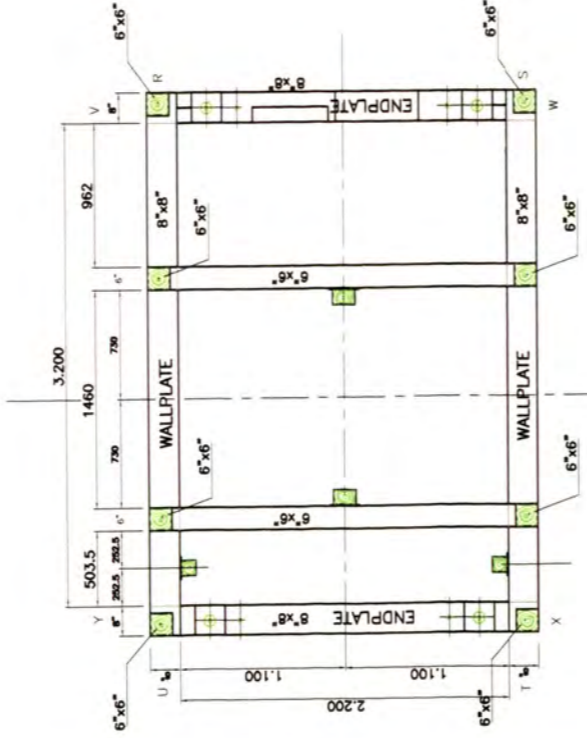
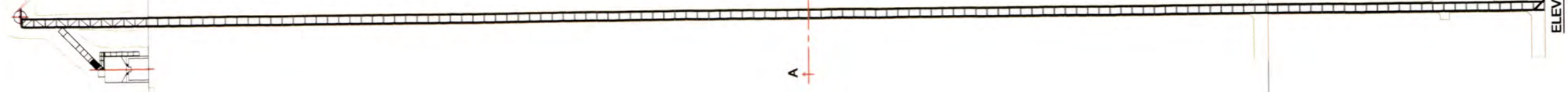
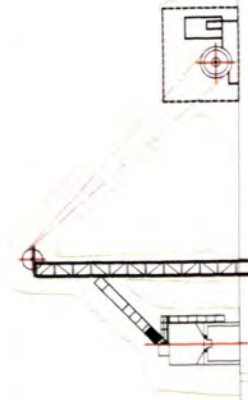
Year	Sur Este 250-500 Riel
2008	0
2009	0
2010	0
2011	0
2012	0
2013	0
2014	0
2015	13,000
2016	100,539
2017	322

Year	Norte Oeste 250-500 Riel
2008	29,160
2009	30,985
2010	94,000
2011	154,000
2012	196,990
2013	243,000
2014	263,078
2015	204,003
2016	133,346
2017	208,005

Year	Norte Este 250-500 Riel
2008	0
2009	8,918
2010	77,500
2011	80,134
2012	65,978
2013	77,730
2014	113,931
2015	223,977
2016	122,242
2017	221,183

Profundizacion		
Riel	250-180	Riel 180-100
2008	0	0
2009	120,000	0
2010	110,000	0
2011	116,060	0
2012	141,318	0
2013	121,318	0
2014	100,000	30,000
2015	20,408	85,000
2016	0	100,000
2017	0	65,000

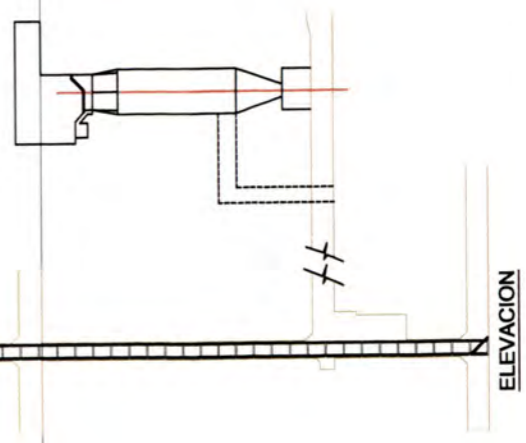
SHAFT "0"
 NV. 500m



SECCION A-A
 ESC. 1/20

SHAFT BOTTON
 NV. 250m

LEVEL RAIL HAULAGE



ELEVACION



GERENCIA DE OPERACIONES
 PRODUCCION
 MINA
 PLANEAMIENTO
 GEOLOGIA
 SEGURIDAD
 GEOMECANICO

Pan American Silver S.A.
 MINA QUIRUWILCA
 UNIDAD HUARON

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA Y PLANEAMIENTO

PLANO DE PIQUE "D"

PROYECTO:

DIBUJO:

FECHA:

ESCALA:
 1/1000

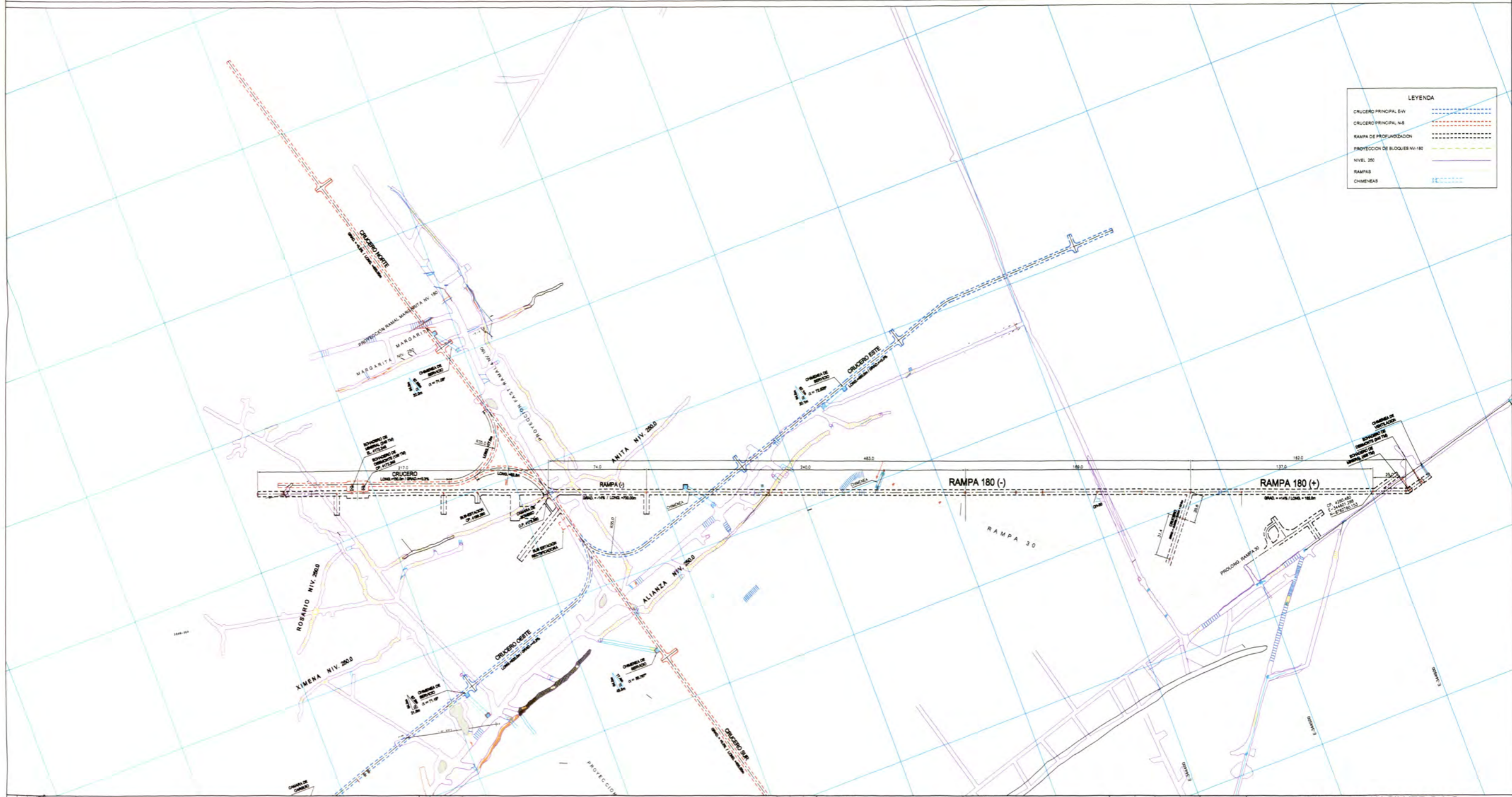
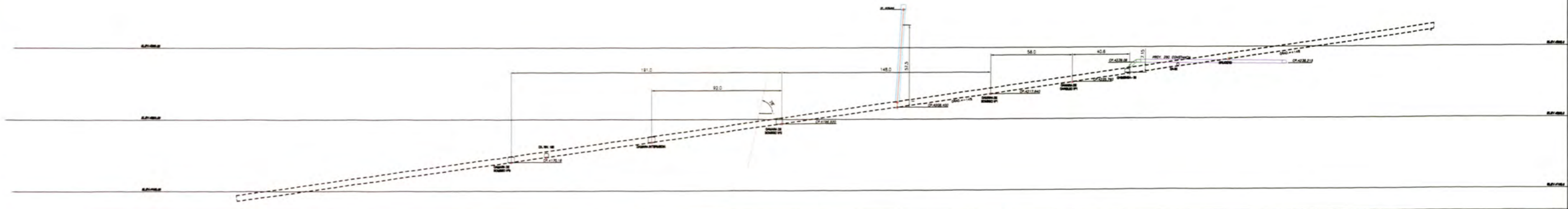
PLANO N°

F-3

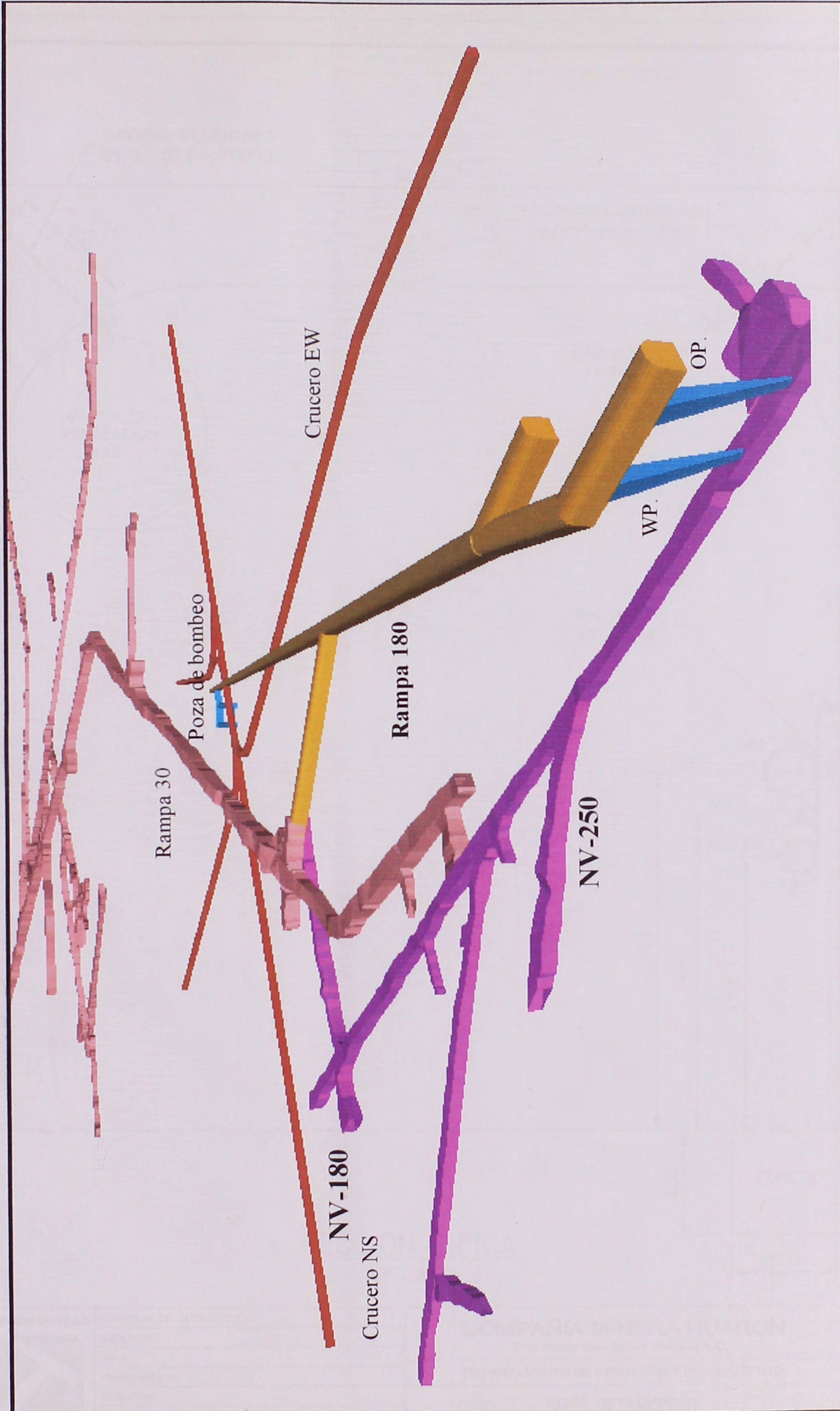


LEYENDA	
■	MARGA
■	SULFUROS
■	INTRUSIVO
■	CARBONATOS
■	CONGLOMERADO

REFERENCIAS 10 9 8 7 6 5 4 3 2 1	N° DE PLANO	TITULO	REVISIONES REV. FECHA DESCRIPCION	JCA. AUC. DR. DR. APR.	OBSERVACIONES AREA	OBSERVACIONES AREA	APROBADO: REVISADO: DISEÑADO: DIBUJADO:	PAN AMERICAN SILVER S.A.C. MINA HUARON - DEPARTAMENTO DE INGENIERIA Y PLANEAMIENTO	PROYECTO: PROFUNDIZACION MINA AL NIVEL 180	TITULO: RAMPA DE PROFUNDIZACION CON MAPEO GEOMECANICO VISTA EN PLANTA	ESCALA: 1:1000	FECHA:	PLANO N°	F-5	REVISION INGENIERIA	PERU	REVISION
					OBSERVACIONES AREA	OBSERVACIONES AREA											

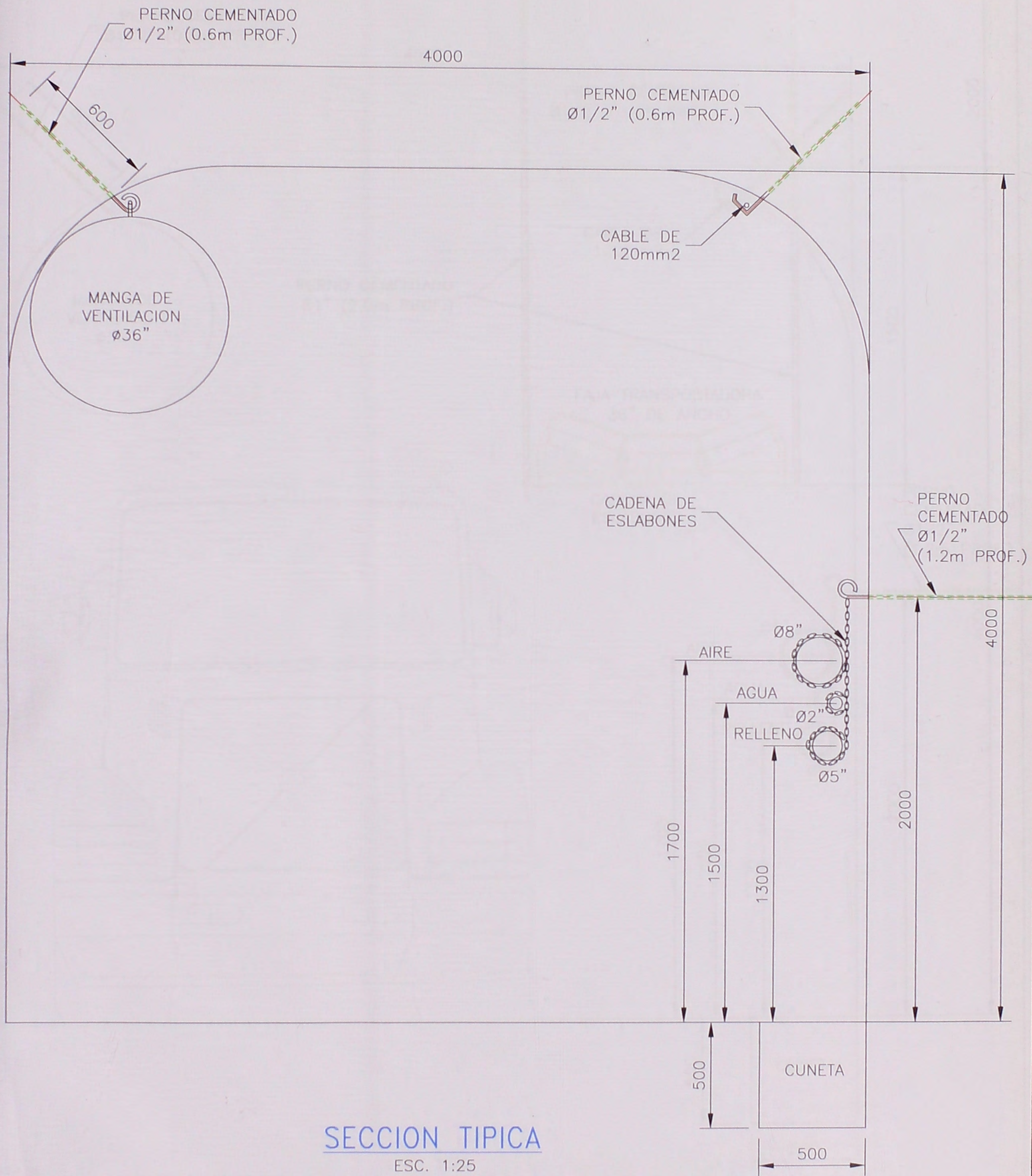


REFERENCIAS 10 9 8 7 6 5 4 3 2 1		REVISIONES REV FECHA DESCRIPCION		OBSERVACIONES AREA OBSERVACIONES AREA		APROBADO: REVISADO: DISEÑADO: DIBUJADO: NOMBRE FIRMA FECHA REVISOR INGENIERIA		PAN AMERICAN SILVER S.A.C. PROYECTO: MINA HUARON - DEPARTAMENTO DE INGENIERIA Y PLANEAMIENTO PROFUNDIZACION MINA AL NIVEL 180 TITULO: RAMPA DE PROFUNDIZACION ARREGLO GENERAL - RAMPA 4.0mx4.0m PLANTA Y PERFIL LONGITUDINAL ESCALA: 1/1000 FECHA: PLANO N° F-6	
-----------------------------------------------------------------------	--	--------------------------------------------	--	------------------------------------------	--	----------------------------------------------------------------------------------------------	--	------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	--



VISTA ISOMETRICA DE LA RAMPA 180

F-7



SECCION TIPICA

ESC. 1:25

Pan American Silver S.A.C.



Mina Huarón

GERENCIA DE OPERACIONES	:
GEOLOGIA	:
MINA	:
PLANEAMIENTO	:
SEGURIDAD	:

COMPAÑIA MINERA HUARON
Pan American Silver Peru S.A.C.

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA Y PLANEAMIENTO

RAMPA DE TRANSPORTE

SECCION TIPICA

DIBUJO:

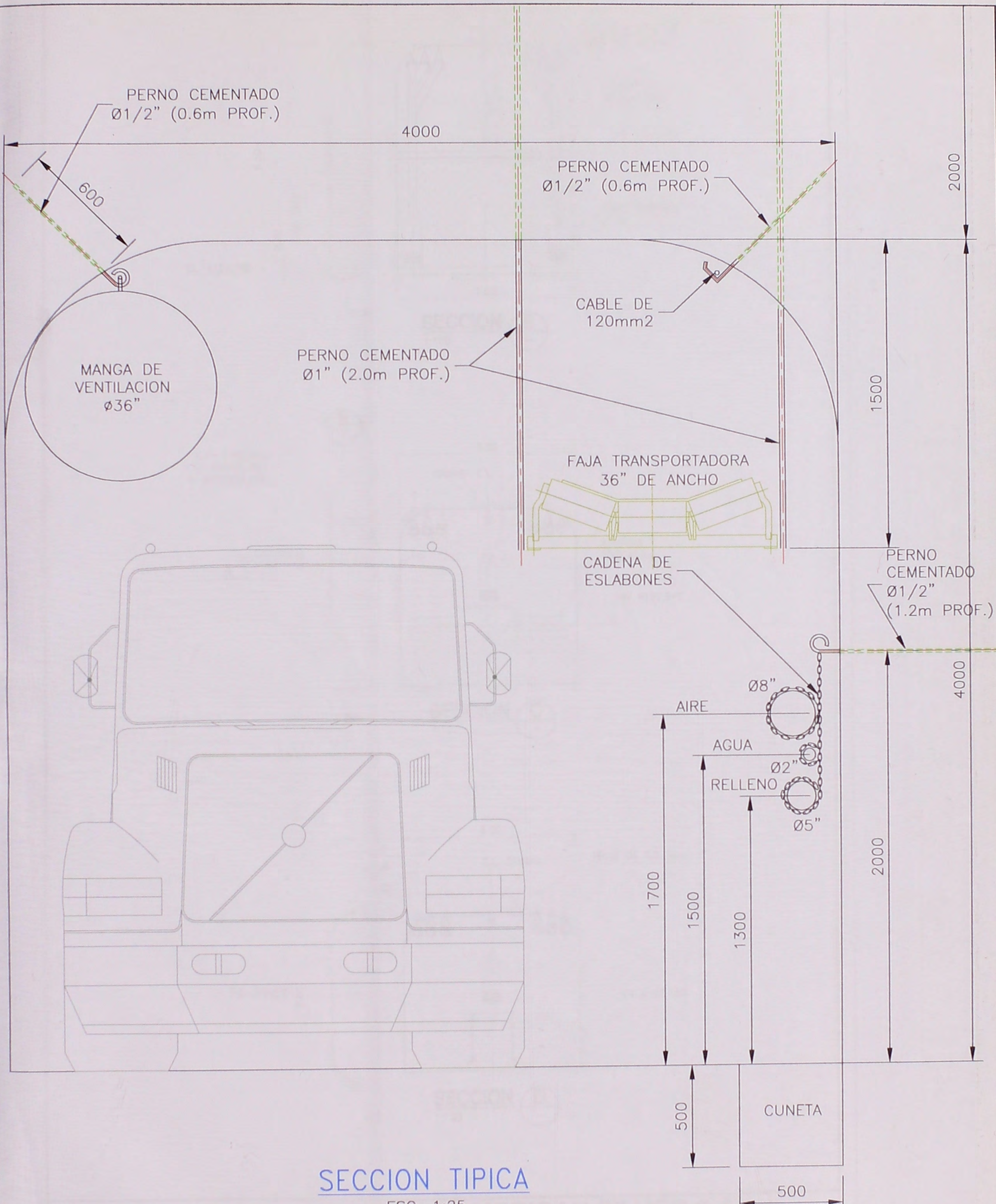
PLANO N°

FECHA:

F-8

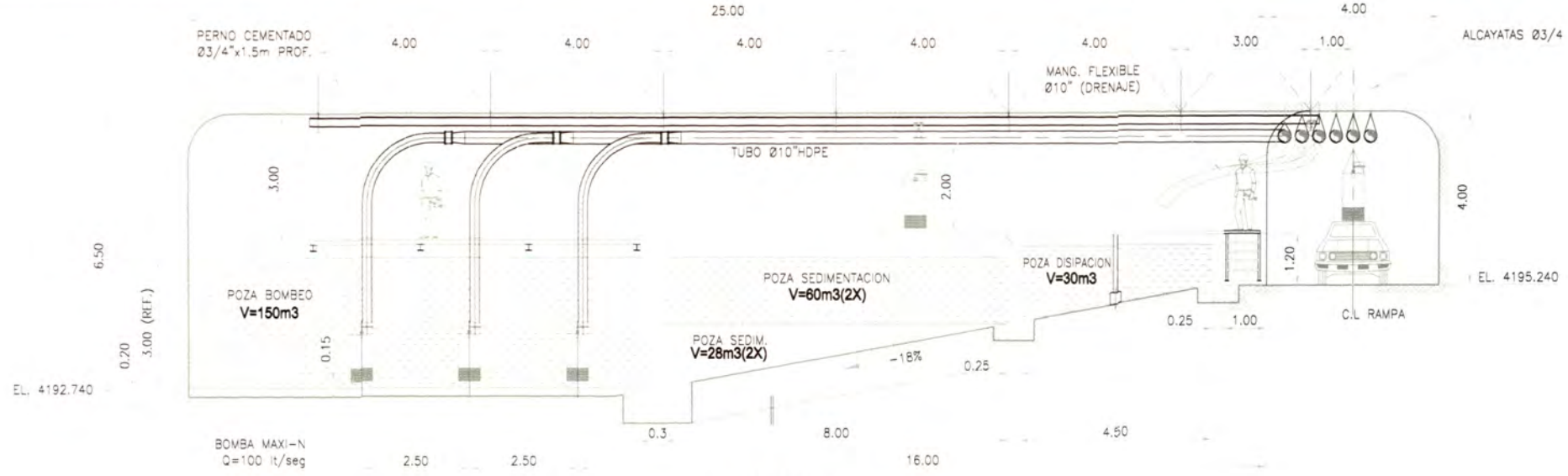
ESCALA:

1/25

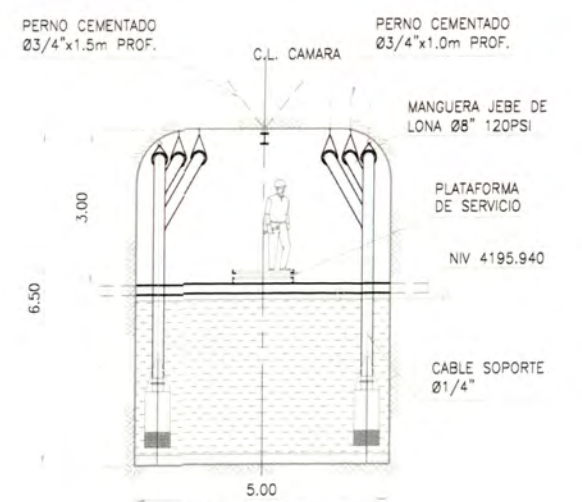


SECCION TIPICA
ESC. 1:25

 Mina Huarón	GERENCIA DE OPERACIONES :	COMPAÑIA MINERA HUARON Pan American Silver Peru S.A.C. DEPARTAMENTO DE INGENIERIA Y PLANEAMIENTO RAMPA CON FAJA Y VOLQUETE DE TRANSPORTE SECCION TIPICA	DIBUJO:	PLANO N°
	GEOLOGIA :		FECHA:	F-9
	MINA :		ESCALA:	
	PLANEAMIENTO :		1/25	
	SEGURIDAD :			

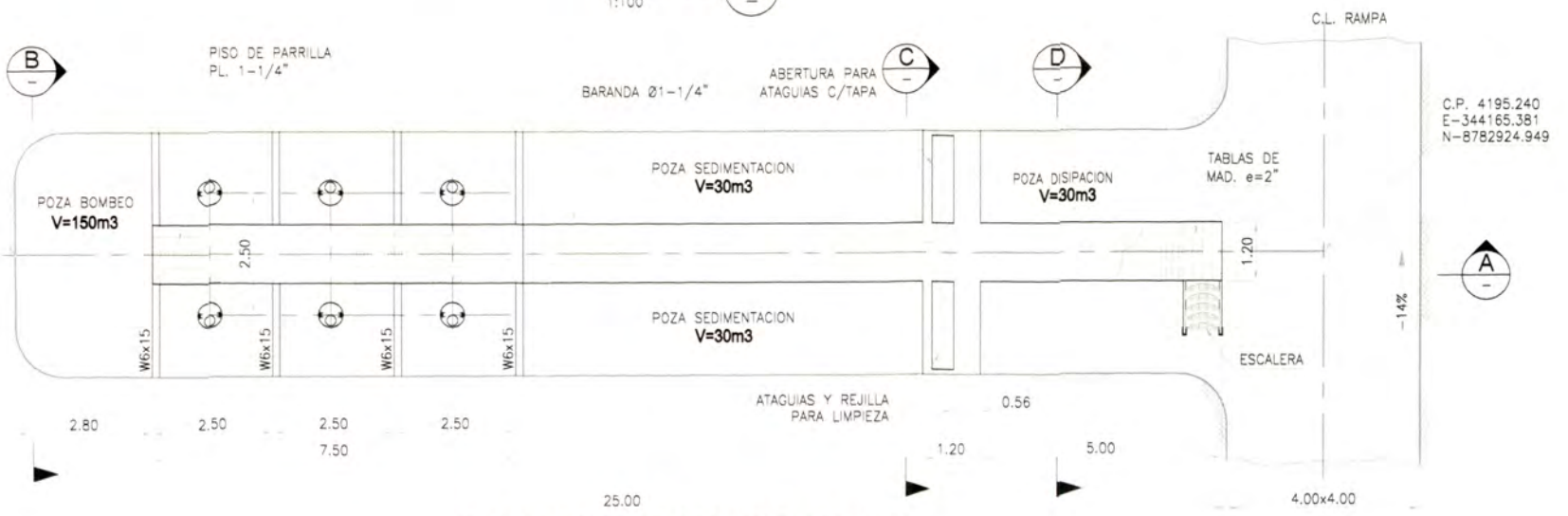


SECCION A
1:100

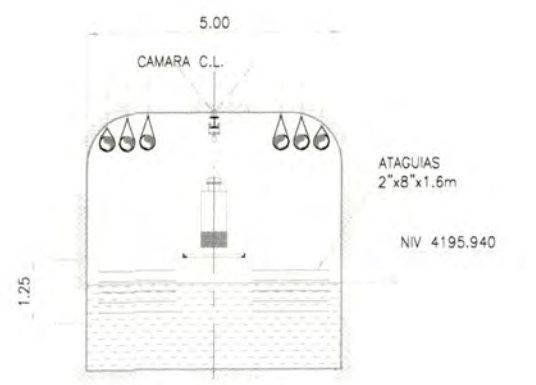


SECCION B
1:100

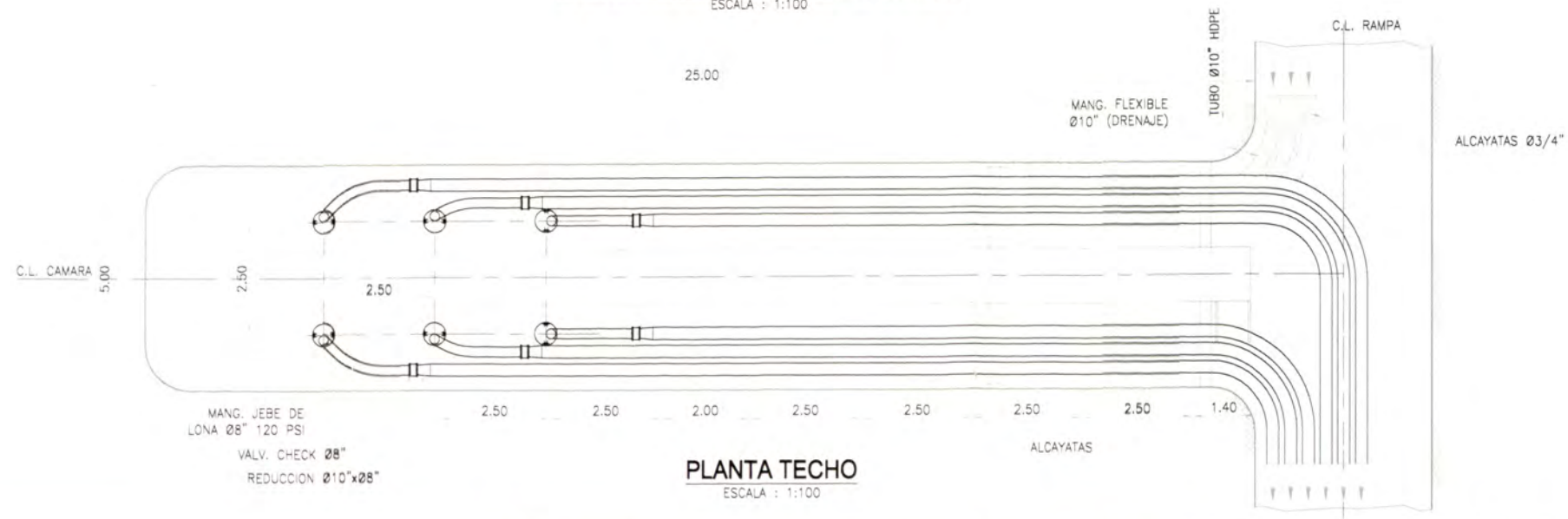
C.P. 4192.740
E-344155.833
N-8782899.696



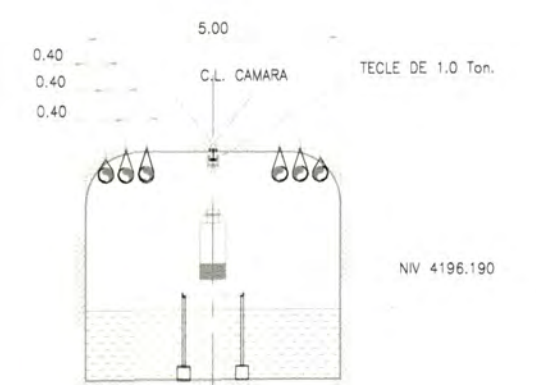
PLATAFORMA DE SERVICIO - PLANTA
ESCALA : 1:100



SECCION C
1:100



PLANTA TECHO
ESCALA : 1:100



SECCION D
1:100

10	
9	
8	
7	
6	
5	
4	
3	
2	
1	

ITEM	N° DE PLANO	TITULO

REV	FECHA	DESCRIPCION	DIB	DIS	APR

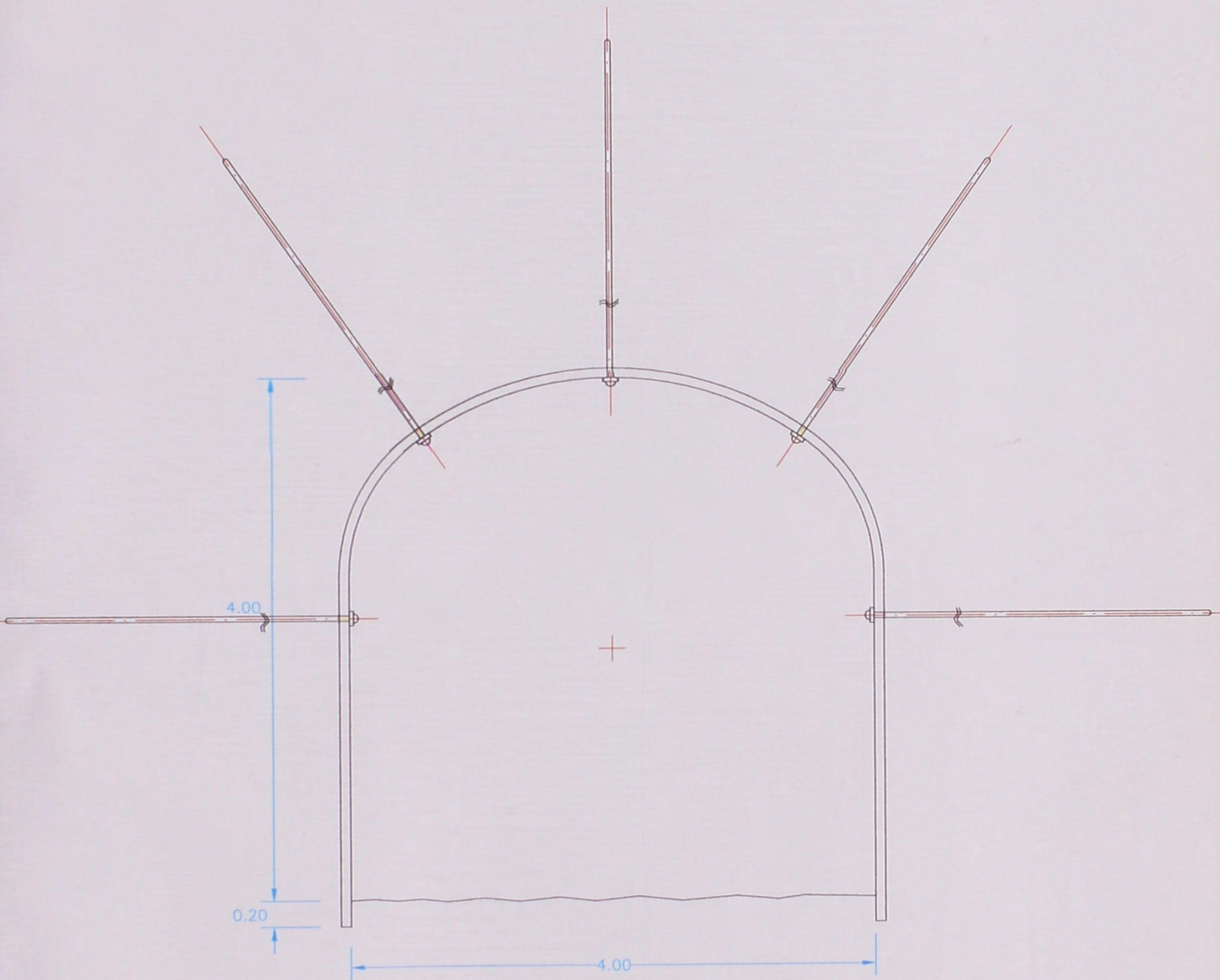
APROBADO:		
REVISADO:		
DISEÑADO:		
DIBUJADO:		
NOMBRE	FIRMA	FECHA
REVISION INGENIERIA		



PAN AMERICAN SILVER S.A. MINA HUARON - DEPARTAMENTO DE INGENIERIA Y PLANEAMIENTO			
PROYECTO: PROFUNDIZACION MINA AL NIVEL 180			
TITULO: CAMARA DE BOMBEO ARREGLO GENERAL PLANTA Y SECCIONES			
ESCALA INDICADA	FECHA	PLANO N°	REVISION
		F-10	

NOTA:

CONCRETO LANZADO SIMPLE $f'c$ 210 kg/cm.2
(CAPA $e=5$ cm.)
PERNO \varnothing 1" x 8 pies



**SECCION 4.00 x 4.00
SOSTENIMIENTO TIPO I**

Pan American Silver S.A.C.



Mina Huarón

GERENCIA DE OPERACIONES	:
GEOLOGIA	:
MINA	:
PLANEAMIENTO	:
SEGURIDAD	:

COMPAÑIA MINERA HUARON
Pan American Silver Peru S.A.C.

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA Y PLANEAMIENTO

SOSTENIMIENTO TIPO 1

SECCION 4.0 x 4.0

DIBUJO:	PLANO N°
FECHA:	F-11
ESCALA:	
1/25	