

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y
METALURGICA**



PRESUPUESTO 2008 PLANEAMIENTO MEDIANO Y LARGO PLAZO

INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

MANUEL ENRIQUE DEZA VARGAS

Lima – Perú

2008

A mis padres Enrique y Felicita
A mi amada esposa Olguita
A mis queridos hijos Enrique, David y Arturo,
A todos aquellos se contribuyeron en mi carrera

ABSTRACTO

Señor Decano de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica
Señores integrantes de la Comisión Dictaminadora:

En cumplimiento del Reglamento de Grados y Títulos vigente en la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica – Carrera Profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional de Ingeniería, pongo a vuestra consideración el presente trabajo de Informe de Ingeniería intitulado **“PRESUPUESTO 2008, PLANEAMIENTO MEDIANO Y LARGO PLAZO”**, con el objetivo de optar al Título Profesional de Ingeniero de Minas.

Este trabajo de Informe de Ingeniería se ha realizado con la finalidad de dar a conocer el presupuesto 2008 que como Gerente de Operaciones de la Compañía Minera San Ignacio de Morococha S.A. presidí su elaboración y lo presente a la Gerencia General como también, el planeamiento de mediano plazo elaborado a partir de los datos geológicos que se tienen y que, en este horizonte se podrán adicionar con la finalidad de garantizar la continuidad operativa de la mina en el largo plazo.

Para elaborar un plan de operaciones mineras se debe tener el suficiente grado de certeza y confiabilidad de las reservas y recursos geológicos sobre los que, se puedan realizar las simulaciones y escenarios necesarios que ayuden a la gerencia en la toma de decisiones técnico-económicas.

Las reservas y recursos que SIMSA posee a diciembre del 2007, no solo han sido calculadas por el área de geología de la empresa sino que también, han sido auditadas y certificadas aplicando el código de JORC por la empresa consultora canadiense Pincock. Sobre esta base se elaboró el planeamiento de mediano y largo plazo utilizando factores técnicos, económicos (leyes, inversiones, precios, etc.) y de infraestructura (interconexión, túnel de drenaje y exploración) relevantes que requerirá cada escenario y con los cuales se analizaran su viabilidad técnico - económica.

El Autor.

PRESUPUESTO 2008 PLANEAMIENTO MEDIANO Y LARGO PLAZO

TABLA DE CONTENIDO

I.	Abstracto	iii
<u>CAPITULO I</u>		
INTRODUCCIÓN		
1.1	Ubicación Geográfica	1
1.2	Acceso, Clima y Dimensiones	1
1.3	Historia del Yacimiento	4
<u>CAPITULO II</u>		
2.0	Resumen Ejecutivo	6
<u>CAPITULO III</u>		
GEOLOGÍA		
3.1	Geología Regional	8
3.2	Geología Local	12
3.3	Estructuras	17
3.4	Alteración	18
3.5	Mineralización	18
3.6	Tipo de Yacimiento	19
3.7	Principales Prospectos	22
3.8	Exploración	23
3.9	Determinación de los Recursos y Reservas	24
<u>CAPITULO IV</u>		
MINAS		
4.1	Método de Explotación	38
4.2	Operaciones Mineras	38
4.3	Descripción de Labores	38
4.4	Equipos de Mina y Disponibilidad Mecánica	41
4.5	Servicios Auxiliares	43

CAPITULO V**PLANTA CONCENTRADORA**

5.1	Introducción	47
5.2	Descripción de las Operaciones	47
5.3	Equipos de Planta	50
5.4	Flow Sheet	51

CAPITULO VI**INFRAESTRUCTURA Y RECURSOS HUMANOS**

6.1	Inmuebles y Servicios Administrativos	52
6.2	Suministro de Energía	52
6.3	Sistema de Bombeo	54
6.4	Personal	56
6.5	Costos de labor	58

CAPITULO VII**PRESUPUESTO Y PLAN DE PRODUCCIÓN 2008**

7.1	Supuestos técnicos y económicos	59
7.2	Plan de Producción	60
7.3	Presupuesto 2008	68
7.4	Proyectos 2008	72

CAPITULO VIII**PLANEAMIENTO DE MEDIANO PLAZO**

8.1	Supuestos técnicos y económicos para el mediano plazo	73
8.2	Cuadros de Consumo y Costos de Energía	74
8.3	Túnel de exploración y drenaje	75
8.4	Escenarios propuestos	77
8.5	Análisis de Sensibilidad	86
8.6	Conclusiones	87

CAPITULO IX**BIBLIOGRAFIA**

9.6	Bibliografía	89
-----	--------------	----

ANEXOS

9.1	Secciones regionales	90
9.2	Modelo geológico	91
9.3	Estudio del mercado salarial	92
9.4	Costos fijos y variables Presupuesto 2008	98
9.5	Producción y leyes de Cabeza: 1970 – 2007	99
9.6	Plano longitudinal de Uncush Sur	100

CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

1. Ubicación Geográfica

La Mina San Vicente, está ubicada en el Distrito de Vitoc, Provincia de Chanchamayo, Departamento de Junín a 17 Km. al Sur de la Ciudad de San Ramón; en el flanco occidental de la cordillera oriental, en ceja de selva y a una altura 1,400 a 2,000 m. sobre el nivel del mar.

Sus Coordenadas Geográficas son:

11° 13' 45"	LATITUD SUR
75° 23'	LONGITUD OESTE

El campamento esta a 1,100 m.s.n.m. y las precipitaciones pluviales son intensas en los meses de noviembre a marzo. La erosión fluvial ha "cortado" valles profundos y encañados. El drenaje es principalmente dendrítico siendo su principal colector el Río Tulumayo, afluente del Chanchamayo; el clima es calido y húmedo con exuberante vegetación.

2. Accesibilidad y Concesiones

El acceso es por la carretera Central de penetración Lima – La Oroya – Tarma – San Ramón, en el Kilometro 293 (antes de San Ramón) se sigue un desvío hacia el sur.

En Resumen se tiene:

LIMA	LA OROYA	188 Km.
LA OROYA	SAN RAMON	105 Km.
SAN RAMON	SAN VICENTE	17 Km.
TOTAL :		310 Km.

Desde la mina existen trochas para llegar a otros proyectos cercanos como Uncush y Arcopunco.

Las concesiones mineras que posee la compañía minera San Ignacio de Morococha en el cinturón San Roque – Tambo María – San Vicente – Huacrash – Sillapata – Piñon es de 25531 Has. Las que extienden a lo largo de 130 Km. En Tarma en el distrito de Tarmatambo la compañía posee 6221 Has. Adicionales.

A nivel local en San Vicente la empresa cuenta con otros proyectos como Quebrada Seca, Orcopunco, Uncush Sur y Huacrash.

En el siguiente cuadro se puede apreciar el nombre, número y área de cada concesión:

PROYECTO	CONCESIÓN	ÁREA (Ha)
San Roque	2	1800
Tambo María	15	11200
Las Orquidías	1	400
Puntayacu Junior	2	297
Palmapata	4	2429
Hidro Monobamba	1	30
San Vicente	7	4033
Chilpes	5	2795
Piñon – Sillapata	5	2277
Sub Total	42	25531
Tarmatambo	10	6221
TOTAL	52	31752

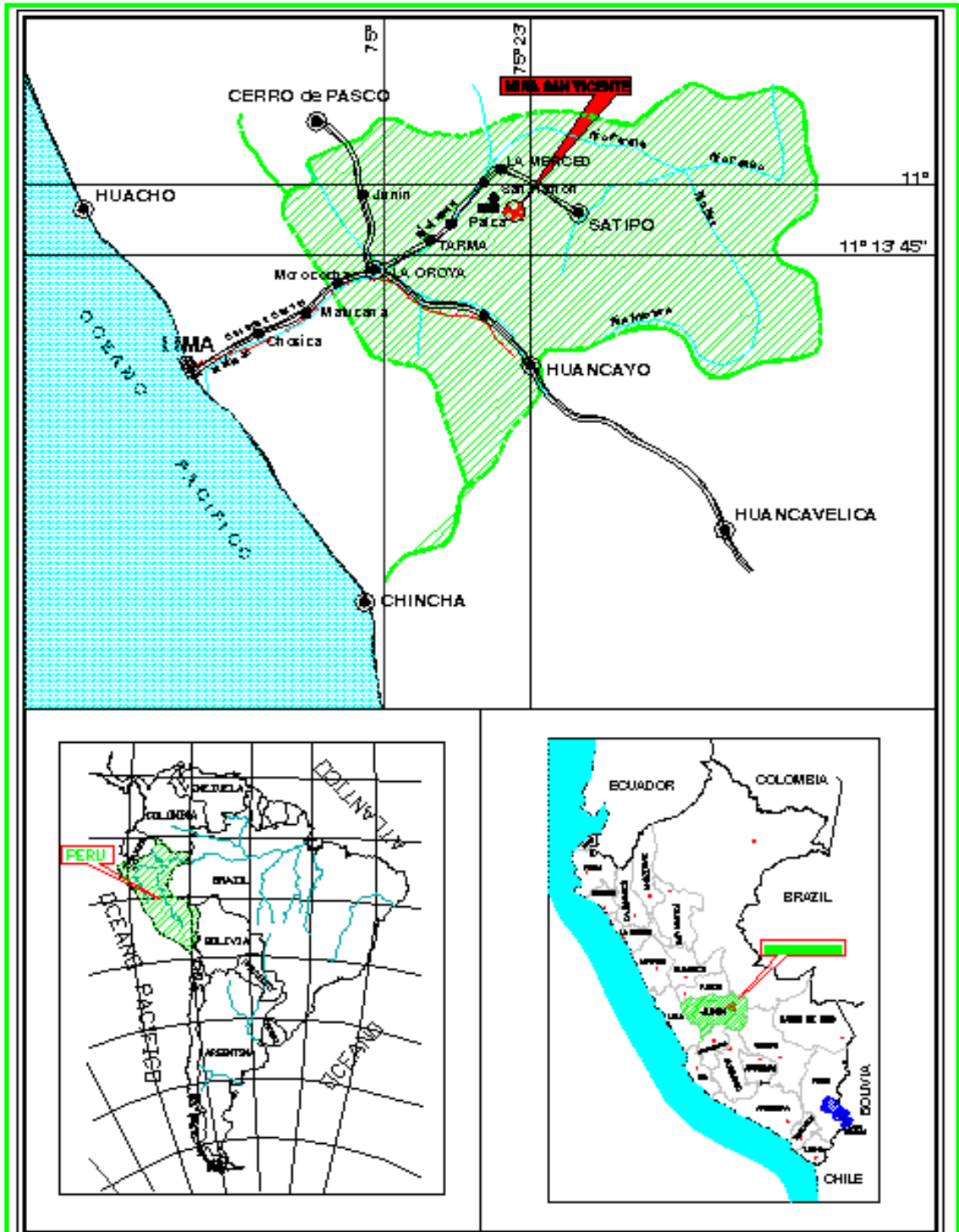


Fig 01 PLANO DE UBICACIÓN

3.0 Historia del Yacimiento

Los datos históricos indican que ya en 1920 se tenían indicios de mineralización de plomo en San Vicente. Se cuenta que cazadores locales recogían dicho mineral de los cantos de las riberas del río Puntayacu y Ayala que utilizaban para la caza y pesca.

Este descubrimiento fue facilitado, sin lugar a dudas, por la acción erosiva río Puntayacu y Ayala que expusieron capas mineralizadas a ambos lados de las quebradas mencionadas y depositaron cantos mineralizados en su cauce. La quebrada Puntayacu discurre de W a E, formando una quebrada escarpada y profunda entre cerros empinados cubiertos por vegetación.

En 1955, el señor José Carpena presentó el denuncia San Vicente del que obtenía pequeños lotes de plomo. Luego dio en opción su concesión a la firma Mauricio Hochschild & Cia. Ltda.. S.A., la que a su vez formó con la Compañía minera Chanchamina S.A. la sociedad denominada Compañía Minera San Vicente S.A. esta sociedad exploró el yacimiento desde 1960 a 1963.

En Octubre de 1963, la Compañía San Vicente S.A. ingresó a la Cerro de Pasco Corporation para que ingresara a la sociedad con un porcentaje de 51% quedando el 32.66% para Hochschild y el 16.33% para Chanchamina.

En febrero de 1964, se reiniciaron las exploraciones del yacimiento bajo el control de la Cerro de Pasco Corporation, las cuales duraron hasta fines de abril de 1965. En este periodo se realizaron 2200 m de labores y sondajes diamantinos, cubicando 850,000 t con 18% de Zn.

En agosto de 1966, la Compañía Minera San Ignacio de Morococha S.A. se interesó en el yacimiento "San Vicente" y, tomó bajo contrato las concesiones. En Junio de 1973, la Compañía Minera San Ignacio de Morococha S.A. adquiere el 100% de las concesiones y continúa con los trabajos de exploración, desarrollo y explotación hasta la fecha. A través de los años se ha dado una serie de cambios tecnológicos conducentes a la optimización y competitividad de la organización.

En 1997, la Compañía Phelps Dodge adquirió el 40% de acciones de SIMSA que luego transfirió en 2002 a una empresa del grupo.

A la fecha la Compañía Minera San Ignacio de Morococha S.A. es propietaria del 100% de las concesiones.

CAPITULO II

2.0 Resumen Ejecutivo

SIMSA es una empresa minera dedicada a la exploración, extracción y concentración de minerales de Zinc y Plomo en la selva central, siendo el zinc el mineral principal, con una relación de 15 a 1 con respecto al plomo.

La empresa inicio operaciones el año 1970 con 250 TM por DIA con 23% de zinc en la cabeza hasta llegar a la capacidad máxima de la planta concentradora es decir, 3000 TM con 8,9% de zinc; producción que se mantuvo hasta el año 1999. En el año 2000 empieza una disminución de la producción y de la ley de cabeza debido a dos factores principales: precio y disminución de las reservas minables en los niveles superiores al nivel 1455, nivel de drenaje hasta la fecha.

Los precios bajos a su vez trajeron como consecuencia la disminución en las inversiones afectando a las exploraciones y los desarrollos para reemplazar el mineral extraído y lo que, en años anteriores se cubicaron fue por debajo del nivel de drenaje hasta el nivel 900. Las exploraciones en la mina satélite Uncush Sur donde se repiten los mantos Alfonso y San Vicente por encima del nivel 1455 que se estaba explorando en el nivel 2230 se paralizó y solo se explotó en forma convencional los afloramientos y pequeños mantos en la unidad Alfonso.

En el año 2004, se empieza a dar fuerza a la profundización de la mina que en 4 años solo había bajado 80 metros hasta el nivel 1370 teniendo que bombear más de 500 l/s al nivel 1455, logrando la mina mejorar su producción a fines de año. Sin embargo es a partir del 2006 que la producción empieza a mejorar debido a la mejora de los precios internacionales. Para fines de diciembre del 2007 la profundización llegó a 275 metros (nivel 1190), con un caudal de 1100 l/s. Para el año 2008 se ha estimado bajar hasta el nivel 1155 metros más y se estima que el caudal estará sobre los 1200 l/s gracias a la puesta en marcha un sistema moderno de bombeo con capacidad de hasta 1800 l/s. Sin embargo, los costos de bombeo

son muy altos y además el agua afecta la calidad de la roca incrementando el costo de sostenimiento y en el mediano plazo el valor del mineral no podrá justificar su extracción.

Otro factor que hace sensible a esta unidad es la limitación de energía hidráulica suficiente por lo que tiene que utilizar grupos electrógenos diesel si se quiere incrementar el volumen de producción a capacidad de planta, lo cual también incrementa los costos y por último, esta la disminución del precio del zinc.

El presente estudio presenta el presupuesto para el año 2008 y analiza la viabilidad de la unidad de producción en el mediano plazo, teniendo en cuenta por una parte que si se construye un túnel de drenaje y exploración de 7,5 km en el nivel 1050 en un tiempo estimado de 3 años y si, la empresa logra integrarse al sistema interconectado en el 2009 y, además logra consolidar reservas en la mina satélite Uncush Sur por más de 01 millón de TM, la operación de la mina sería rentable y al otro extremo esta si, las cosas se mantienen igual, es decir, no se construye el túnel y tampoco se llega a interconectar y, no se concreta el incremento de reservas en Uncush Sur, la operación no sería viable en el mediano plazo. La solución intermedia de por lo menos interconectarse y sumar 01 millón de toneladas en la zona de Uncush Sur podría sostener a la empresa hasta el próximo ciclo de alza del precio.

El análisis de estos escenarios es muy importante para la toma de decisiones de la gerencia y el directorio ya que involucra grandes riesgos económicos, financieros y sociales.

Sin embargo, en el largo plazo se tendrá que ejecutar el proyecto del túnel de drenaje y exploración si se quiere una vez la operación más allá de los 10 años, con costos bajos que, permitan como en el pasado sortear los ciclos de los precios.

CAPITULO III

GEOLOGÍA

3.1 Geología Regional

San Vicente se encuentra localizado entre la cordillera oriental y la faja sub andina. Las unidades estratigráficas más antiguas están compuestas de esquistos micáceos y gneises del precambriano y forman parte de lo que se conoce como complejo de Marayniyoc.

Sobre este complejo yacen areniscas y limonitas con cierto grado de metamorfismo y textura esquistosa que pertenecen al grupo Excelsior del Paleozoico inferior. Estas rocas precámbricas están cubiertas también por rocas carbonatadas de los grupos Tarma y Copacabana que afloran en los alrededores de Monobamba y al sur este de de San Ramón, Estas unidades están intercaladas con material arcilloso limoso, de color gris verdoso y se depositaron entre el Carbonífero y el Pérmico.

Sobre las rocas precámbricas y las del paleozoico igualmente ocurren areniscas y conglomerados del grupo Mitu de edad Permiano superior- Triasico inferior. El grupo Mitu en esta área consiste principalmente de sedimentos clásticos terrestres, en parte volcanoclásticos (Fontboté y Gorzawki, 1990).

Las rocas carbonatadas del grupo Pucará tienen un espesor de hasta 1900m y forman parte de un cinturón de rumbo N – S que incluye también a las rocas clásticas del Malm Dogger (Formación Sarayaquillo de 1000m de espesor y el grupo Chonta de 1900m). Algunas riolitas y flujos ignimbríticos terciarios también ocurren en algunas localidades cerca de San Vicente. Las formaciones del grupo representan la primera transgresión marina del ciclo andino que dio lugar a las facies evaporíticas, a veces volcánicas, en su contacto con el escudo Brasileño.

El grupo Pucará es una secuencia carbonatada de ambiente marino que constituye un metalotecto importante para la mineralización de zinc del tipo MVT. El grupo está constituido de la base al techo de tres formaciones: La formación Chambará, Aramachay y Condorsinga

que se caracterizan por presentar sedimentos neríticos. La base de este grupo compuesto de areniscas rojas y pelitas rojizas indica un cambio transicional con el grupo Mitu.

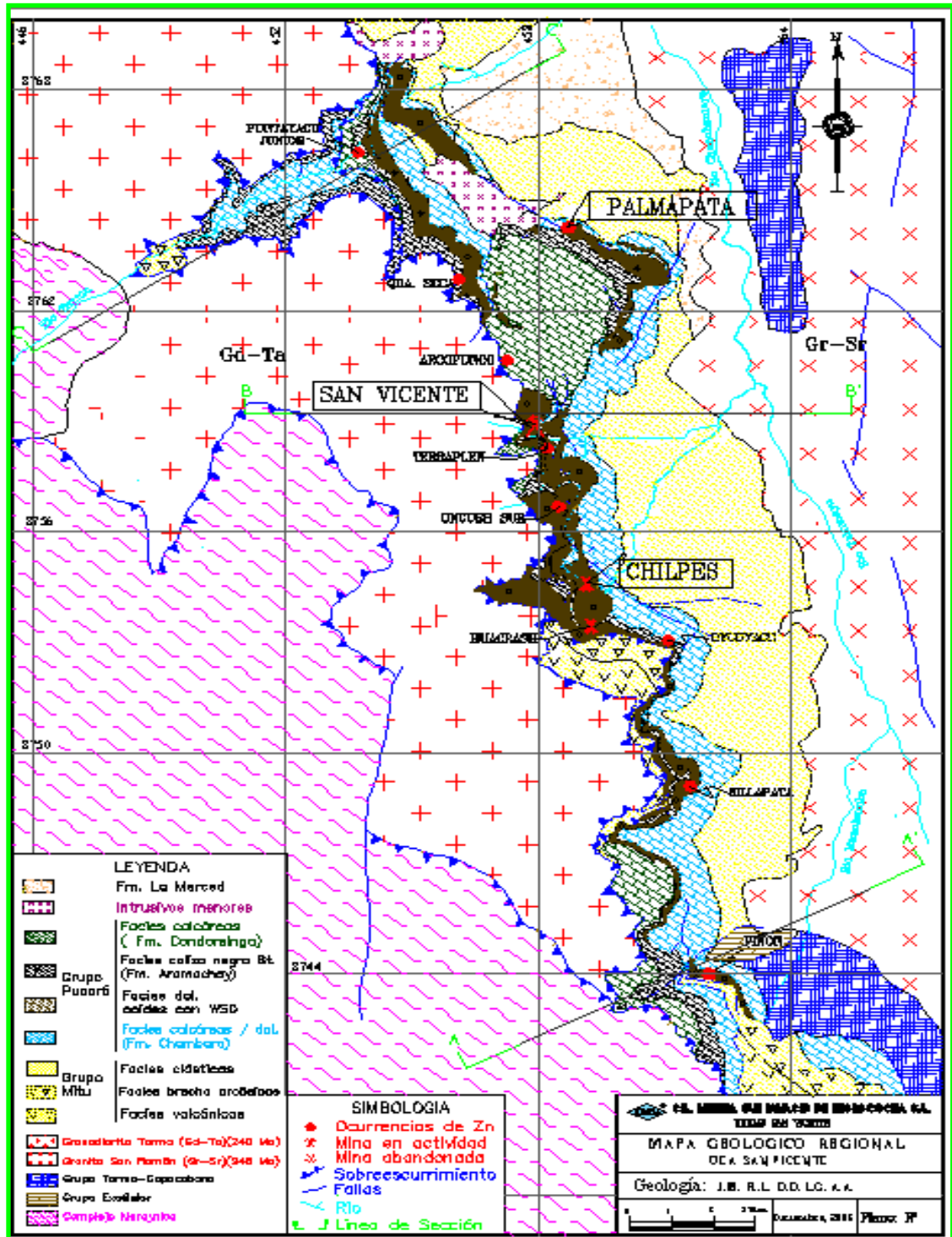
La formación Chambará, de 1000m de espesor, esta constituida principalmente por facies de barra, de agua poco profunda en ambientes de mareas y lagunas con predominancia dolomítica. La formación Aramachay de 150m de espesor se caracteriza por presentar facies de agua más profunda y muestra cambios de facies pronunciados.

En la parte oeste de la cuenca la formación Chambará contiene sedimentos arcillosos y silíceos de grano muy fino y un contenido de carbonatos variable mientras que, la parte este en la región de San Vicente, presenta facies más anóxicas como pizarras bituminosas, chert, fosfatos, y es más rica en carbonatos. En la parte este de la cuenca ambas formaciones hospedan a depósitos MVT. La tectónica de horst y graben y, de basculamiento de bloques así como, las características del basamento parecen ser determinantes en la deposición de este grupo y controlan la ubicación y facies de márgenes de cuenca, así como, el desarrollo de altos estructurales y la formación de barras oolíticas. En consecuencia, el basamento es un control importante en la estrategia de exploración (Dávila et al 1999).

Regionalmente se distinguen 3 unidades intrusitas. El batolito de San Ramón, ocurre hacia el este del área y esta compuesto de una roca granuda rojiza cuya edad ha sido datada en 246 MA (Capdevilla et al, 1977) y 255 MA por (Gunnessch et al, 1990); es coetáneo con el grupo Mitu.

Hacia el oeste de San Vicente existe una granodiorita tectonizada con biotita y hornblenda (granodiorita Utcuyacu) conocido como "Granito Trama" la cual se sobrepone a las rocas del Pucará a través de una falla de sobre escurrimiento de 20° – 40° W, que puede ser seguida por varios kilómetros en dirección N – S. La edad de esta intrusión es de 240 MA (Gunnesch et al, 1990).

Algunos gabros y dioritas ocurren al norte del río Tarma en contacto con la granodiorita de Utcuyacu. Rocas similares han sido descritas igualmente cerca de Huacrash al sur de San Vicente (JICA, 1976; Fontboté y Gorzawski, 1990).



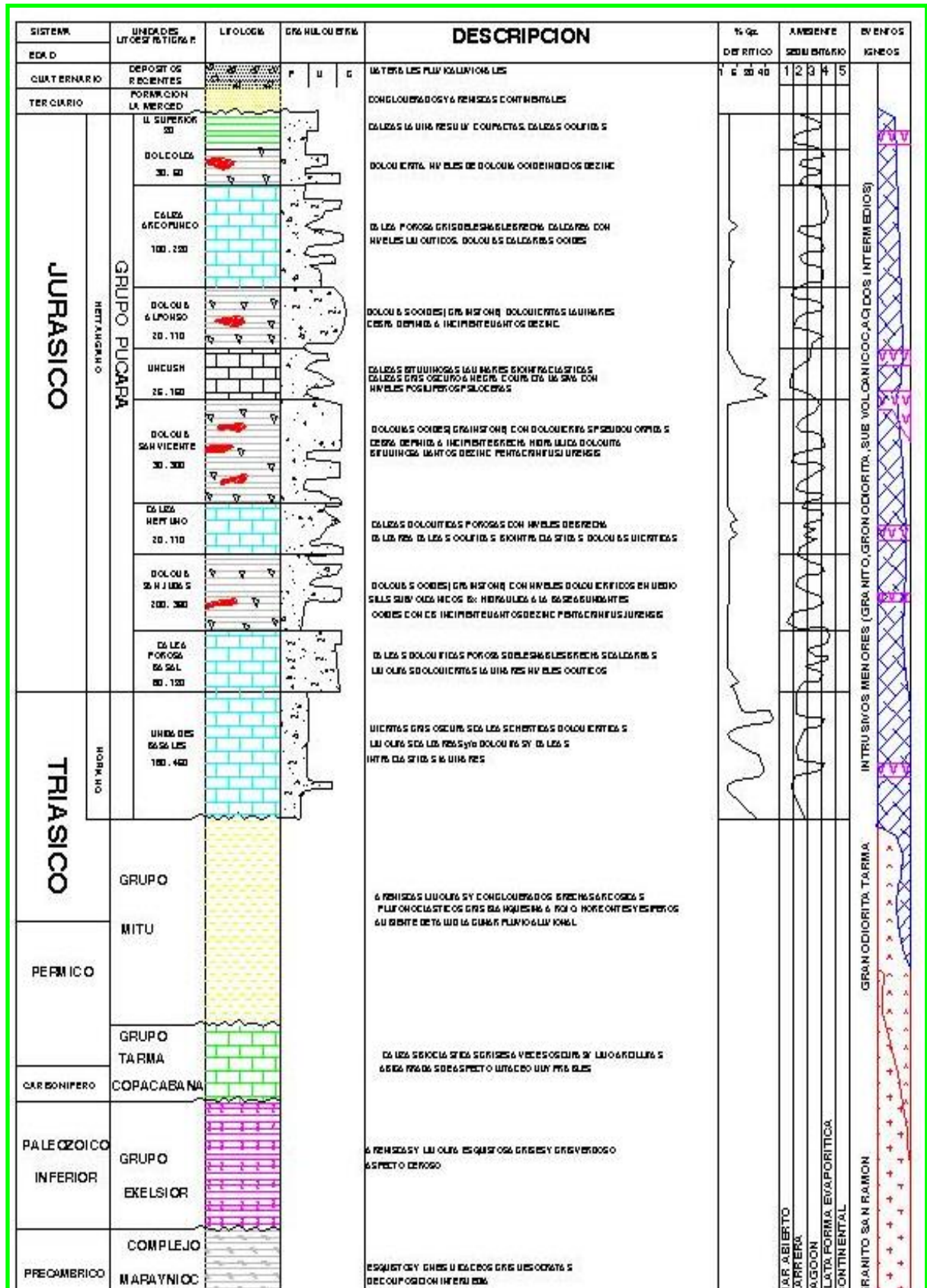


Fig. 03 COLUMNA ESTRATIGRAFICA

3.2 Geología Local

En el distrito minero de San Vicente afloran rocas sedimentarias carbonatadas del grupo Pucará de edad Triásico superior a Jurásico inferior que se encuentran sobre yaciendo a las capas rojas del grupo Mitu (Levin et al, 1973) También se observan diversos tipos de brechas de varias centenas de metros de diámetro así como rocas con textura “cebra” con o sin mineralización de pocos metros pero muy frecuentes. Finalmente existe la roca encajonante de los mantos compuesta de variedades de dolomita. Dado que la génesis de las brechas, las cebras y las dolomitas son motivo de controversias éstas han tenido que ser descritas como tipos de rocas diferentes sin incidir en su origen.

3.2.1 Rocas Sedimentarias

La secuencia calcárea Pucará esta constituida por las siguientes rocas, del piso al techo:

- Unidad Basal (UB).- Constituye la unidad inferior del Grupo Pucara, esta en contacto directo sobre el grupo Mitu, el paso es transicional aunque el cambio litológico es brusco, está constituida por calizas laminares y chérticas, dolomías micríticas, limolitas calcáreas, limolitas dolomíticas, calizas intraclásticas, todas ellas caracterizadas por su elevado porcentaje de cuarzo detrítico del tamaño de limo. Su espesor varía de 160 a 380 m.
- Caliza Porosa Basal. Secuencia calcáreo-dolomítica constituida por calizas-dolomíticas porosas deleznales, sueltas, con niveles de brecha calcárea, limonitas laminares, dolomías finas y algunos niveles oolíticos. Se han determinado espesores de 60 a 180 m.
- Dolomía San Judas. Es la primera secuencia de dolomías ooides alternados con niveles de dolomías finas. En esta unidad se han definido regionalmente dos barras, denominadas San Judas y Piñón; estas facies constituyen el tipo de roca que alberga la mineralización de Zinc. En la barra San Judas, a la fecha se ha diferenciado tres mantos, en el cual el tipo de mineralización es de ‘flujo’. Se tienen espesores de 200 a 390 m.
- Caliza Neptuno. Similar en litología a la caliza porosa basal, representa la segunda secuencia porosa, la diferencia está en la posición estratigráfica y en la distribución de las capas. Un rasgo regional característico de esta unidad, es una secuencia de calizas oolíticas (facies de barra no dolomitizadas); su espesor varía entre 20 y 170m.

- Dolomía San Vicente. Es la segunda secuencia de dolomías ooides con niveles de dolomías finas, que son receptoras de la mineralización de Zinc; en esta unidad, se han definido seis barras: Sillapata, Aynamayo, Uncush, San Vicente, Palmapata y Aguada Blanca. En la barra San Vicente, se ha detectado en la zona sur 5 mantos de zinc del tipo cebra, mientras que en la zona norte se tiene 9 mantos de zinc del tipo cebra y un manto de zinc del tipo masivo, estratigráficamente muestran control definido ocupando las capas intermedias a inferiores; los espesores son muy variados y van de 30 a 300 m.
- Caliza Uncush. Está constituida por calizas negras bituminosas laminares en la base y masivas al techo de toda secuencia, constituye la unidad guía para efectuar correlaciones estratigráficas, ya que representa un evento tectónico-sedimentario importante a nivel global de otro lado la litología es bien diferenciable y típica solo de esta unidad lo que le da la categoría de unidad guía para todo el Pucara. Su espesor varía de 25 a 150 m.
- Dolomía Alfonso. Es la tercera secuencia favorable para albergar la mineralización de zinc. En esta unidad se ha desarrollado la barra Alfonso, cuya litología es similar a las otras dos unidades, la diferencia radica, en la distribución estratigráfica así como en el grado de dolomitización y el tipo de estructura día genética que se ha desarrollado, la cual representa el mayor o menor grado de receptividad a la mineralización, en esta secuencia se han detectado varios mantos pero su distribución es errática y aislada, de otro lado las dimensiones son pequeñas respecto a San Vicente. La variación de espesores es de 20 a 170 m.
- Caliza Arcopunco. Tercera secuencia porosa similar a las anteriores, la diferencia esta en la posición estratigráfica y en la distribución a real de los afloramientos, ya que esta unidad aflora solo al norte de la mina y al sur de Sillapata. Su espesor es de 100 a 280 m.
- Dolomía Colca. Cuarta secuencia dolomítica favorable para albergar zinc, constituida de dolomías ooides, se ha detectado escasos indicios de mineralización de zinc, siendo necesario mayores estudios. El espesor varía de 30 a 50 m.
- Unidades Superiores. Constituye los niveles calcáreos sobre las secuencias favorables, litológicamente están constituidas por calizas laminares, dolomíticas, cherticas y nodulares, con niveles de dolomías micriticas. Alcanza un espesor de 80 m.

3.2.2 Rocas Ígneas

En la mina San Vicente la ocurrencia de material volcánico se circunscribe a algunos tufos en la dolomita San Judas, en la Caliza Neptuno y en la parte inferior de la Dolomita San Vicente, derivado parcialmente de un volcanismo en parte coetáneo con el Grupo Pucará (Fontbote & Gorzawski, 1990).

Las rocas ígneas más notables son las que corresponden al granito tarma el cual sobreyace a la secuencia Pucará producto de un sobre escurrimiento.

3.2.3 Brechas

Gran parte de las unidades dolomíticas San Vicente, San Judas y Alfonso contienen o gradan a rocas brechosas de grandes dimensiones (varios cientos de metros). Estas brechas son conocidas localmente como brechas de colapso, brechas hidráulicas, brechas con matriz mineral (MMBx) y brechas con matriz rocosa (RMBx). Tipos de brecha:

- Brecha de Colapso (CBx). Ocurren en los niveles superiores, encima de la caliza Neptuno, donde a juzgar por los datos de la Compañía éstas ocurren como cuerpos sub-verticales de hasta 300m de altura y 50m de ancho. Las brechas contienen fragmentos de dolomías y calizas con matriz escasa de limonitas.
- Brechas con matriz rocosa (RMBx). Ocurre generalmente sobre la caliza Neptuno en las partes más profundas de la mina donde alcanza un espesor de hasta 25m; es sub-paralela a las unidades litológicas. Los contactos son generalmente fallados y el contacto superior en muchos casos es una falla con relleno bituminoso.
- Brechas con matriz mineral (MMBx). Ocupa grandes volúmenes en las dolomías San Vicente y San Judas. A menudo sobreyace a las brechas con matriz rocosa.
- Brechas de craquelamiento (Ckx). Son dolomías negruzcas craqueleadas con relleno de dolomita blanca y gris. Se encuentran bordeando a las brechas con matriz mineral existiendo un contacto gradual entre ellas.

- Brechas Hidráulicas. Con este nombre se conocía anteriormente a las brechas de San Vicente, sin embargo, por las implicancias genéticas de tal denominación fue reemplazada en 1997 por las denominaciones MMBx y RMBx de carácter descriptivo (Fidel, 1997)

3.2.4 Cebras

Con este nombre se define a una roca compuesta de bandas repetitivas a lo largo de varios cientos de metros con alternancia de colores oscuros, marrones, amarillentos y blanquecinos. Estas bandas contienen principalmente dolomita blanca espática y dolomitas grises o negruzcas.

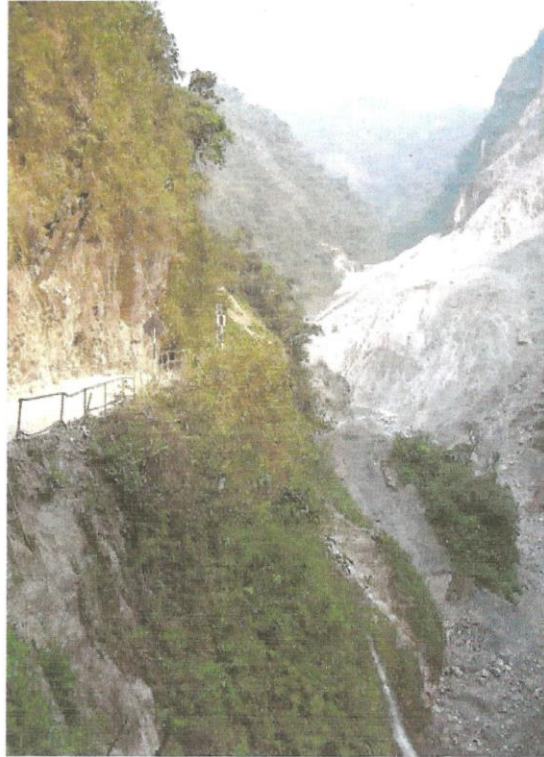
Las cebras se encuentran ampliamente distribuidas en las unidades de dolomías a nivel regional y local, pudiendo estar o no mineralizadas. Las cebras aparecen como parches aislados distribuidos aparentemente al azar en la dolomita oscura (DRD) y su orientación es similar a la estratificación en toda el área (Kilian, 2005).

3.2.5 Rocas Encajonantes Dolomíticas

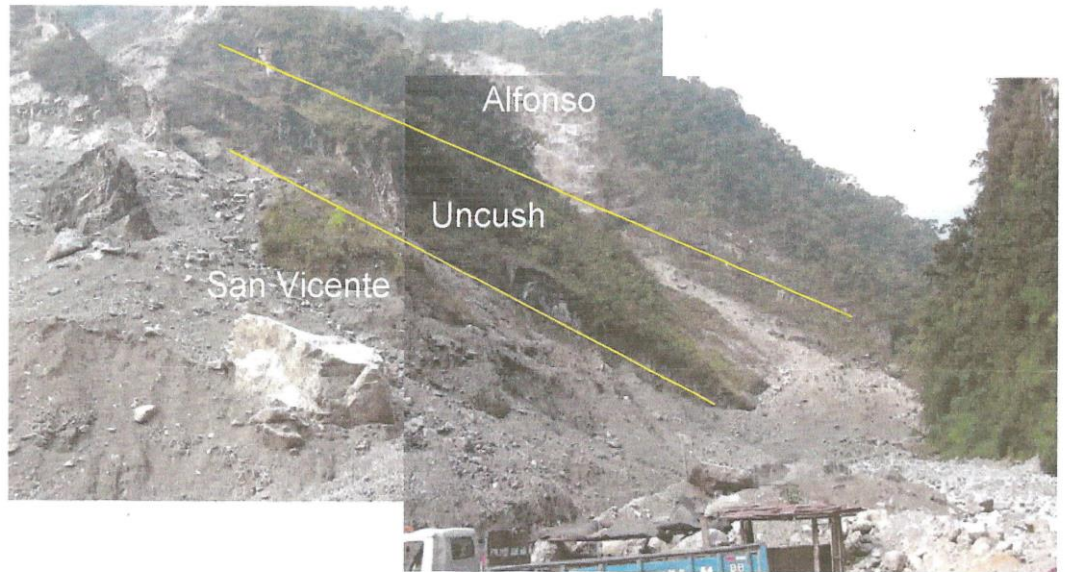
Las principales unidades dolomíticas (San Vicente, San Judas y Alfonso) son litológicamente muy similares y contienen dos tipos de dolomita. Uno de ellas es rico en inclusiones, posee grano fino a medio, tiene color negruzco y es denominada DRD (Dark replacement Dolomite). La otra es de color blanco a gris, pobre en inclusiones, de grano medio a grueso es denominada WSD (White Sparry Dolomite) o GSD (Gray Sparry Dolomite).

La distribución espacial de ambas es variada; se presentan juntas formando las texturas “cebra” donde la WSD crece sintaxialmente entre bandas de DRD (Filian, 2005).

Las dolomías San Judas, San Vicente y Alfonso están compuestas enteramente de DRD y WSD en proporciones variables. El tamaño del grano del DRD se extiende entre 15 y 400 micras. El contenido de carbón orgánico varía entre 0.07 y 0.37% P (Spangenberg, 1995) y se encuentra localizado en inclusiones, poros y bordes de grano.



Vista de la qda. Puntayacu en dirección al oeste. Dolomitas San Judas en primer plano sobre la trocha.



Vista del flanco sur de la Qda. Puntayacu (San Vicente Sur) mostrando las calizas bituminosas Uncush entre las dolomitas Alfonso y San Vicente.

3.3 Estructuras

Los rasgos estructurales más importantes a nivel de la mina San Vicente y alrededores es la ocurrencia de un monoclinal de dirección N –S a N 30 E y, la presencia de una falla de empuje Utcuyacu que coloca a la granodiorita Tarma sobre las rocas carbonatadas localizadas al oeste. El área de la mina San Vicente se encuentra en el flanco oeste de este monoclinal.

Existen también numerosas fallas que han dado lugar a quebradas muy empinadas como Uncush, Puntayacu y Quebrada Seca, las cuales tienen un rumbo NE – SW. Otro grupo de fallas y fracturas conjugadas tienen un rumbo NW – SE como las fallas 320, falla 1220 y la falla quebrada Ayala.

Además de los sistemas anteriores existen las fallas N – S como la falla Alicia al este de la mina que controla la sedimentación entre la mina Norte y la quebrada Vilcapoma y la falla Solitaria al Oeste. En interior mina, estas estructuras son esencialmente paralelas a la estratificación con buzamientos bajos al Oeste, sus desplazamientos son inversos. Ocasionalmente cortan a la estratificación y estarían indicando rampas de corrimiento que aún no han sido bien definidas.

La ocurrencia de menas en la cercanía de estas estructuras tectónicas y de sus intersecciones permite pensar que ellas han jugado un papel muy importante durante la mineralización.

Además de estas estructuras mayores existen fallas y fracturas menores como las que cortan a las dolomías. Existen fallas asociadas a los lentes de mineral y a las brechas de grano fino. Los planos de fallas contienen a veces bitumen y ocurren en todas las litologías y no están restringidas a los carbonatos ricos en materia orgánica. Los contactos litológicos entre la caliza Uncush y las Dolomías se encuentran siempre fallados y con plegamientos dentro de ésta. (Filian, 2005).

Los grandes cuerpos de brechas existentes en las dolomías Alfonso, San Vicente y Uncush, no tienen un origen tectónico; por otro lado, el plegamiento es muy débil y restringido a algunos horizontes carbonosos como Uncush.

3.4 Alteración

La dolomitización hidrotermal, aunque desarrollada preferentemente sobre las facies oolíticas de las dolomitas San Judas, San Vicente, Alfonso y Colca, también afecta la caliza Uncush en el área de San Vicente.

La caliza Uncush esta dolomitizada y, teniendo en cuenta su baja permeabilidad, nos indica un flujo hidrotermal muy intenso. La combinación de los mapas de dolomitización y de isópacas de la caliza Uncush, con los cambios de facies y lineamientos estructurales, constituye el mejor control de la mineralización de San Vicente (Dávila et al, 1999).

La dolomitización con desarrollo de dolomita blanca y gris (WSD, GSD) es la alteración hidrotermal principal en San Vicente y estuvo controlada por las facies granuladas (grainstone) es decir las de mayor permeabilidad. Su desarrollo regional con orientación N – S indica que ha habido una zona importante de ascenso de fluidos canalizados por fracturas a lo largo de todo el distrito.

La dolomitización hidrotermal con dolomita blanca espática (WSD) se presenta bajo diferentes formas que incluyen brechas hidráulicas, cebras, "crackle breccias", venas y venillas. Del punto de paragenético, se diferencian varias etapas con la mineralización y otras son posteriores a ella.

3.5 Hidrogeología

La mina San Vicente esta albergada en el Grupo Pucara de naturaleza calcárea. Las calizas son permeables por las fracturas que las cortan y las cavidades de disolución reconocidas como carst en el campo de la geología. En la inspección de la mina durante el estudio geomecánico, se comprobó que en las labores existían considerables filtraciones y el caudal

del agua que se evacuaba era aproximadamente 1.100 l/s, según estas condiciones hidrogeológicas, la caliza Pucara puede ser considerada como acuífero.

SIMSA ha ejecutado varios estudios hidrogeológicos de la mina. El más reciente es la investigación hidrogeológica de la Mina San Vicente ejecutado por SVS – GWI (2006), que en resumen da las siguientes conclusiones:

- La Dolomía San Vicente está considerado como acuífero (roca capaz de almacenar, drenar y transmitir agua de alto volumen). La conductividad hidráulica estimada está en el rango de 10^{-7} y 10^{-4} m/s.
- La caliza Neptuno esta considerada como Acuífero y con una conductividad hidráulica estimada entre 10^{-5} y 10^{-2} m/s.
- Las filtraciones en la mina son principalmente por fallas y diaclasas. Se ha determinado que casi el 50% de los ingresos hacia la mina parecen estar relacionadas con el sistema de fallas SE-NO, el 25% asociados con el sistema de fallas SO-NE y, el resto con las fallas longitudinales.
- El ingreso total por filtraciones en el nivel 1240 (rampa 1010 y otros) es aproximadamente de 450 l/s. de los cuales 360 l/s corresponden a la rampa 1010.
- Las aguas subterráneas tienen niveles más altos de mineralización (SDT entre 179 y 613 mg/l), pHs más básicos (entre 7,7 y 7,9), concentración de oxígeno disuelto bajos (entre 1,4 y 2,5 mg/l) y, una composición química de calcio-magnesio-bicarbonato a calcio-magnesio-sulfato-bicarbonato, debido al contacto con rocas calcáreas, y potencialmente al contacto con sulfuros y yeso.

3.6 Mineralización

La mineralización se presenta en mantos dentro de las unidades dolomíticas Alfonso, San Vicente y San Judas. La mayor parte de los mantos mineralizados ocurren en la dolomía San Vicente.

La mineralización de Zinc en San Vicente se presenta en las siguientes formas o tipos.

Tipo 'Cebra'.- Es la típica mena bandeada; en donde el sulfuro principal es la esfalerita de color marrón-gris-amarilla, etc., de cristalización fina no ferrífera (Blenda Rubia); la galena se presenta en pequeñas cantidades, es errática compacta a finamente cristalizada con diseminaciones de pirita fina.

La estructura 'Cebra' consiste en venas paralelas de esfalerita y dolomita, de una simetría múltiple en el sentido transversal y generalmente es paralela a la secuencia sedimentaria. El ancho horizontal de los mantos mineralizados varía de 1m. A 20m.

Tipo 'Brecha'.- Fragmentos angulosos de esfalerita masiva, esfalerita bandeada y dolomita, cementados con venas de calcita y/o dolomita; se considera que esta mineralización se ha formado a expensas de la mineralización bandeada.

Tipo 'Masivo'.- Consiste en esfalerita de grano fino distribuida en pequeños lentes compacto con dolomita gris clara recristalizada, éste tipo de mineralización está ligada a mantos de gran potencia y con alto contenido de Zinc.

3.7 Controles de la Mineralización

Se ha determinado los siguientes controles:

Control Estructural.- Algunas veces los mantos se encuentran más ricos a un lado de la falla, y/o diques de brecha y/o pliegues debido a la removilización de la esfalerita por acción del tectonismo.

Control de Fluido.- La WSD al igual que la pirita y el bitúmen y los oolitos están acompañado al mineral en las cajas piso o techo de los mantos lo que ayuda o sirve de catalizador (Bt.) para la cristalización de esfalerita.

Control de Facies.- La roca caja que alberga los mantos de esfalerita son de facies oolítica permeable en el frente. Este de los mantos está constituida por facies dolomíticas finas impermeables lo que permitió el entrapamiento del flujo mineralizante.

3.8 Tipo de Yacimiento

San Vicente es un depósito conocido en la literatura internacional como MVT - Missisipi Valley – que se caracteriza por:

Las menas son epigenéticas y estrato ligadas, en forma de mantos y lentes.

Los depósitos no se encuentran asociados a la actividad ígnea.

La temperatura de deposición es baja (50 a 200°C).

La mineralogía es simple, los minerales dominantes son la esfalerita, galena, pirita, dolomita, calcita y cuarzo.

Los fluidos están constituidos por salmueras densas conteniendo 10 a 30% de sales.

Estudios isotópicos indican que las fuentes del metal y del azufre provienen de ambientes corticales. Las minas y prospectos tienen una fuente homogénea de soluciones.

Estudios paleográficos indican ambientes de formación poco profundos, no obstante que la subsidencia y sedimentación son más bien rápidos.

Ocurren en secuencias de carbonatos en plataformas, localizados ya sea en rocas no deformadas bordeando depresiones o cuencas sedimentarias subsidentes en el antepaís (foreland thrust belt).

Los depósitos forman distritos que cubren varios cientos de kilómetros cuadrados.

Evidencia de disolución de roca de caja como depresiones, colapsos, brechamiento o una combinación de ellos.

3.9 Principales Prospectos

▪ Arcopunco

Esta localizado a 1 km al norte de las operaciones actuales, posee reservas de 45,243 t con 7% Zn. No existe un sistema de brechamiento intenso y los mantos encontrados han sido de poca potencia. Se explotó del nivel 1652 al nivel 1550 mediante una rampa negativa. Actualmente se viene desarrollando un túnel en el nivel 1370 de la mina con dirección norte, donde se realizan taladros diamantinos con la finalidad de encontrar mantos entre este nivel y el 1550 y también debajo del nivel 1370.

▪ Uncush Sur

Se encuentra ubicado a 3 km al sur de la mina San Vicente. La mineralización ocurre en un manto el cual aflora mostrando cebra, brechas y mineralización de Zn. Se han realizado desarrollo como taladros diamantinos con los cuales se han seguido cubicando reservas y se han logrado identificar 3 mantos en la dolomía Alfonso, que han sido denominados Alfonso I, II y III. Que actualmente se encuentran en explotación mediante la galería principal ubicada en el nivel 2230. También, en Uncush Sur se viene desarrollando la galería en el nivel 1870 que permitirá interceptar un taladro diamantino que corto mineral de Zn en la dolomía San Vicente.

▪ Huacrash

Es un proyecto interesante que se encuentra a 6 Km de San Vicente. En este se ha construido un túnel el cual muestra fragmentos masivos de esfalerita y galena en una brecha con matriz dolomítica MMBx y estructura cebra (Fidel, 1997).

En general los horizontes dolomíticos están acompañados de abundante brechas lo que hace atractivo el proyecto.

- **Palmapata**

Este prospecto está ubicado a 3 Km al norte de la mina San Vicente. En este lugar existen barras oolíticas y cebras, sin embargo, al parecer no se han desarrollado un cambio de facies que pueda servir como trampa.

- **Tambo María**

Se encuentra ubicado en el distrito de Oxapampa, Provincia de Oxapampa, Departamento de Pasco, a 12 Km al suroeste de la ciudad de Oxapampa y a una cota de 1800 a 3000 m.s.n.m.

Es un prospecto que fue explorado inicialmente por JICA (Japan Internacional Cooperation Agency), entre los años 1975 y 1978. El esfuerzo fue concentrado en los depósitos MVT en la cordillera Oriental. Aquí se hicieron 4 taladros diamantinos encontrando en dos de ellos abundante brecha MMBx y RMBx similar a San Vicente pero sin valores significativos de sulfuros (Fidel, 1997).

- **San Roque**

Esta localizado al norte de Tambo María en Oxapampa, Departamento de Pasco. JICA realizó 2 taladros donde se encontró desiminaciones de zinc con fragmentos de dolomita negruzca y gris cementados con carbonatos.

- **Tarmatambo**

El Proyecto Tarmatambo se encuentra ubicado al sur de la ciudad de Tarma, sobre los 4000 m.s.n.m. Las reservas del proyecto a diciembre del 2005 eran de 320000 t con 9% de Zn. Se han realizado estudios geoquímicos, geofísicos y 1200 m de perforaciones diamantinas. En el año 2007, la empresa impulso este proyecto con 18 taladros diamantinos cuyos resultados son de carácter reservado.

3.10 Exploración

La exploración se realiza mediante perforaciones DDH y túneles. Dada la coyuntura por la que atravesó la empresa esta ha venido recuperando su nivel de exploraciones a partir del 2005.

La perforación diamantina es usada en la mina desde que se formó la empresa y, debido al tipo de yacimiento se puede afirmar que es esencial para la cubicación de recursos y reservas. Es realizada por la empresa y por terceros, la cual permite no solo probar la continuidad de los mantos y aumentar reservas sino que además, ayuda a identificar fallas, fracturas, alteraciones de las rocas, tipos de brechas, entre otros. La empresa cuenta con 5 maquinas DDH y alquila otras 2.

AÑO	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007
DDH (m)	5 407	12 804	15 619	21 875	16 765	20 022	28 626
Reservas (t)	4'010,688	2'412,000	2'447.527	2'501,272	2'538,838	3'553,691	4'640,623

3.11 Recursos Y Reservas

RECURSOS

Un recurso mineral es una concentración u ocurrencia de interés económico intrínseco dentro o fuera de la corteza terrestre en forma y cantidad tal como para demostrar que hay perspectivas razonables para una eventual extracción económica. La ubicación, cantidad, contenido metálico, características geológicas y continuidad de un recurso mineral se conocen, estiman o interpretan desde una evidencia y conocimientos geológicos específicos. Los recursos minerales se subdividen, según confianza geológica ascendente, en categorías de inferidos, indicados y medidos.

- **Recurso Medido.** Es aquella parte de un yacimiento mineral para la cual se puede estimar el tonelaje, el peso específico del mineral, la forma, las características físicas y el contenido metálico con un alto nivel de confianza. Se basa en una información detallada y confiable de la exploración, del muestreo y evidencias reunidas por medio de técnicas apropiadas en lugares tales como afloramientos, zanjas, calicatas, trincheras, pozos y suficientemente próximos el uno del otro como para confirmar una continuidad geológica y/o del contenido metálico.

Bloques con dos o más lados accesados físicamente o con tres o más taladros que lo intercepten a distancias máximas de 30 metros mostrando continuidad.

- **Recurso Indicado.** Es aquella parte de un yacimiento mineral para la cual se puede estimar el tonelaje. Peso específico del mineral, la forma de las características físicas y el contenido metálico con un razonable nivel de confianza. Se basa en información reunida por medio de técnicas apropiadas de lugares tales como afloramientos, zanjas, calicatas, trincheras, pozos y taladros de perforación. Los lugares de muestreo y estudio se encuentran muy distanciados el uno al otro o distanciados de manera inapropiada como para confirmar la continuidad geológica y/o del contenido metálico, pero se encuentran lo suficientemente próximos el uno del otro como para asumir dicha continuidad Bloques con un lado acceso físicamente o con dos taladros a distancia máxima de 60 metros mostrando una posible continuidad.
- **Recurso Inferido.** Es aquella parte de un yacimiento mineral para la cual se puede estimar el tonelaje y contenido metálico con un bajo nivel de confianza. Se le infiere por la evidencia geológica y se le asume, pero no se verifica la continuidad geológica y/o el contenido metálico. Se basa en información reunida por medio de técnicas apropiadas de afloramientos, zanjas, cateos, calicatas, taladros de perforación que pueden ser limitados o de incierta calidad y confiabilidad.

Los bloques estimados a partir de la continuidad de bloques medidos o indicados o determinados por taladros exploratorios a distancias no sistemáticos.

Consideraciones Básicas:

Leyes Altas Erráticas

Son valores poco frecuentes y que merecen un tratamiento adicional, para el cálculo de la ley promedio de una labor o tramo; en nuestro caso se considera, leyes altas erráticas si exceden de 30% para el Zinc y 3.8% para el Plomo.

Error de Muestreo y Ensaye

Se ha considerado un error de muestreo y ensaye en el orden del 8%, para el cálculo de leyes de los recursos.

Factor de Análisis (RC)

Es el factor que resulta de laboratorio, (Fig. 4). Y el factor de muestreo.

Factor por error de muestreo es de 0.953

$$\text{f.m.a.} = 0.965750 * 0.953000 = 0.92036$$

$$\text{f.m.a.} = (1-0.92036) * 100\% = 8\%$$

Peso Específico

Para su determinación se utilizaron muestras con diferentes radios de Zn. y Pb. Así como también muestras con alto contenido en Zinc y Plomo lo que permitió obtener el gráfico que se muestra en la lámina # 5. Para el cálculo en la computadora se usó la fórmula.

$$\text{p. e.} = 2.703 + 0.024 \times \% \text{ Zn.}$$

Para aplicar ésta variable sólo se utilizarán las leyes de laboratorio de Zn. y Pb. Con dos decimales.

RESERVAS

Las Reservas de mineral en SIMSA son la parte económicamente minable de un Recurso Mineral Medido o Indicado demostrado por lo menos por un Estudio Preliminar de Factibilidad. Este estudio deberá incluir información adecuada de factores de minería, de proceso de metalurgia, económicos y otros factores relevantes que demuestren en el momento del reporte, que la extracción económica puede ser justificada. La reserva mineral incluye la dilución de material y contingencias por pérdidas que pueden ocurrir cuando el material es minado.

- **CLASIFICACION**

Por su certeza: Se clasifican en: Probadas y Probables.

Debido a la complejidad de estructural del Yacimiento San Vicente, el criterio geométrico esta subordinado al criterio geológico en el diseño de los bloques.

En el caso de no contar con la información geológica adecuada (labores y/o sondajes) para diseñar los límites de los bloques, se ha aplicado los siguientes conceptos geométricos.

- **Reservas Minerales Probadas:** La reserva mineral probada es la parte económicamente minable de un Recurso Medido demostrado por lo menos por un estudio de Factibilidad Preliminar. Este estudio deberá incluir información adecuada de factores de minería, de proceso, de metalurgia, económicos y otros factores relevantes que demuestren en el momento del reporte, que la extracción económica puede ser justificada.

Mineral reconocido por una labor de desarrollo horizontal con una influencia máxima de 10 m. (paralela a la misma) siempre que dicha corrida sea mayor de 20 m., cuando la longitud desarrollada es menor de 20 m. se tomará el 50% de la misma como influencia vertical, su certeza es de 95% y por sondajes DDH en mallas cortas 15x15 ó 10x10 y según interpretación geológica.

- **Reservas Minerales Probables:** La reserva mineral probable es la parte económicamente minable de un Recurso Indicado y en algunas circunstancias de un Recurso Mineral Medido, demostrado por lo menos por un Estudio de Factibilidad Preliminar. Este estudio debe incluir información adecuada de factores de minería, de proceso, de metalurgia, económicos y otros factores relevantes que demuestren en el momento del reporte, que la extracción económica puede ser justificada.

Mineral ubicado inmediatamente adyacente al probado, con un límite máximo de 10 m. adicionales ó del 50% de la longitud desarrollada cuando se aplique igual procedimiento al mineral probado adyacente, en ningún caso será mayor de los 20 m. entre el mineral probado y probable y cuando sea entre sondajes diamantinos separados entre 30 m. y su influencia

será de 5 a 10 m. Máximos según la longitud del Block, su certeza es de orden del 80%. Y por sondajes DDH a mallas cortas 13*15 o m 10*10 o según Interpretación Geológica.

- **Por su Accesibilidad:**

Accesible: Mineral disponible de manera inmediata y es de fácil acceso para su explotación.

Eventualmente Accesible: Mineral que requiere de labores adicionales para su acceso; es mediato.

No Recuperable: Mineral que existe en puentes (superior e inferior) y/o pilares dentro de los bloques explotados y/o en producción, no forma parte del gran total de reservas minerales.

BLOQUE:

- **Forma:** La forma, dimensiones y tamaño de un bloque esta supeditado a criterio geológico y geométrico.
- **Nomenclatura:** Los bloques se numeran a partir de superficie y se agrupan en función de los niveles principales de la mina.
- **Diseño:** Se basa principalmente en el criterio geológico (fallas y/o controles de mineral).
- **Altura:** Cuando el mineral ha sido desarrollado en una sola labor y no se ha interceptado controles de la mineralización, el bloque estará definido por un rectángulo.

DEFINICIONES:

- **Reservas de Mineral:** Tonelaje total de mineral cuyo valor económico promedio debe estar por encima de la ley mínima explotable, equivalente a % en Zn.
- **Mineral Posible:** Mineral adyacente al mineral cubicado (Probado + Probable), no forma parte del total de reservas.
- **Mineral Potencial:** Mineral observado solo en afloramientos, no forma parte del total de reservas.
- **Mineral Potencial Evidenciado:** Mineral ubicado con taladros largos de más de 300 metros. En áreas nuevas.
- **Altura Mínima de Minado:** La altura mínima de minado se ha considerado de acuerdo al Buzamiento y potencia de los mantos.
- **Ancho Promedio Calculado:**

$$\text{Ancho Prom.} = \frac{\text{(Long x Ancho Muestreado)}}{\text{Long.}}$$
- **Potencia (m):** Es la que se mide en secciones transversales correspondientes y es perpendicular a las 'cajas'.

CONSIDERACIONES BASICAS AÑO 2008

Precios de los Metales

- **Zinc:** US\$ 2,000/t
- **Plomo:** US\$ 2,000/t

Recuperación Metalúrgica Por Zonas:

ZONA	Recuperación	Recuperación	Concentrado	Concentrado
	Zinc (%)	Plomo (%)	Ley Zn (%)	Ley Pb (%)
Orcopunco	94	91	61	50
Cancha Norte	74	66	60	62
Norte Alto	94	91	61	50
Norte Bajo	92	52	61	50
San Judas	92	52	61	50
Sur	74	66	60	62
Uncush Sur	91	80	62	56

DESCRIPCION DEL CÁLCULO

- **Hoja de datos por Labor-Muestreo:**

Los valores correspondientes son copiados de las tarjetas y/o planos de muestreo, anotando el número, serie, ancho, valores en Plomo y Zinc, con un solo decimal.

Previamente al cálculo de valores promedios se deberán corregir los valores altos erráticos así como obtener promedios ponderados por canal, cuando se tiene más de una muestra.

- Para el cálculo de valores promedios se ha empleado las siguientes fórmulas.

$$\text{Ancho Promedio} = \frac{\text{Sumatoria de Anchos}}{\text{Nº Muestras ó Canales}}$$

$$\% \text{ Plomo} = \frac{(\text{Ancho} \times \% \text{ Pb})}{\text{Ancho}}$$

$$\% \text{ Zinc} = \frac{(\text{Ancho} \times \% \text{ Zn})}{\text{Ancho}}$$

En sondajes diamantinos, no se realizan correcciones por leyes altas erráticas, solo se considera el factor LONG. x REC. (%).

- **Longitud Muestreada.**

En galerías, frentes, chimeneas y tajeos, esta dado por el número de muestras multiplicado por su intervalo de 4 m.

En cruceros y estocadas, la longitud muestreada tiene una influencia de 4 m. y en Sondajes Diamantinos 1 m.

- **Potencia (del manto) en la Labor y/o Sondajes.**

En los cruceros, estocadas y sondajes diamantinos la potencia considerada para el cálculo del bloque, será la obtención en las secciones transversales.

- **HOJA DE CÁLCULO DEL BLOQUE**

DESCRIPCION Y SECUENCIA DEL CÁLCULO

- **Diseño del bloque de Reserva, a escala.**

1. Labores, Longitud, Potencia, % Pb y % Zn: Se consideran todas las labores mineras efectuadas en el bloque por ejemplo: galerías, chimeneas, etc., con dos decimales.

2. Valores Promedios

$$\text{Potencia Promedio} = \frac{(\text{Long.} \times \text{Pot.})}{\text{Long.}}$$

Leyes Promedios:

$$\% \text{ Pb} = \frac{(\text{Long.} \times \text{Pot.} \times \% \text{ Pb})}{(\text{Long.} \times \text{Pot.})}$$

$$\% \text{ Zn} = \frac{(\text{Long.} \times \text{Pot.} \times \% \text{ Zn})}{(\text{Long.} \times \text{Pot.})}$$

3. Potencia Real: Considerados de las secciones transversales; las potencias reales llevadas a 3.00 m. verticales que no alcanzan esta altura han sido convertidas a la altura de 3.00 m. de la siguiente manera: (Gráfico 6)

$$\text{Pot. Real} = \text{Cos } \alpha \times 3.00$$

4. **Buzamiento:** El buzamiento promedio en grados, debe ser el buzamiento ponderado de todas las labores mineras.

- **CUBICACION DEL BLOCK:**

1. **Área:** Se determina en función a la geometría del bloque y al buzamiento del manto (calculo del área en Auto CAD), se expresa en metros cuadrados (m²), no se consideran decimales.
2. **Volumen:** Se expresa en metros cúbicos (m³), no se considera decimales y resulta:

$$\text{Área} \times \text{Pot. Real} = \text{Volumen}$$

3. **Tonelaje:** Se expresa en toneladas métricas (TM.) y solo en números enteros.

$$\text{Volumen} \times \text{Peso Especifico} = \text{Tonelaje}$$

- **CALCULO DEL % DILUCION Y LEYES DILUIDAS x BLOQUE UTILIZANDO EL ALGORITMO DE O'HARA**

39(*****)

- **% Dilución =** _____
(Raíz Cuadrada (Ancho sin diluir)*Seno (Buzamiento))

(*****) El factor de O'Hara para el cálculo de la dilución es de 39, debido a que hemos considerado un macizo rocoso muy poco competente.

- **Leyes de las cajas de mineral son iguales a 0.**
- **Calculo de la Potencia del Desmonte (D), según la formula siguiente:**

$$\% \text{ Dilucion} = \frac{D}{D + A.V.} \times 100$$

- **Ahora aplicando la formula siguiente calcularemos el ancho de veta diluido:**

$$\text{AV. Diluida} = D + \text{A.V.}$$

- **Calculamos el ancho de labor planeado**

$$\text{A. Labor Planeado} = \frac{\text{A.V. Dil.}}{\text{Seno (Buz)}}$$

- **Cálculo de Leyes Diluidas**

Debido a la política conversadora de la empresa se ha considerado que las cajas no tiene contenido metálica alguno, por lo que para el calcula de las diluidas se ha aplicado la formula siguiente:

Contenido a la política sin dilución es igual al contenido metálico luego de la dilución.

$$\text{A.V.} * \text{Ley Zn} = (\text{A.V.} + D) * (\text{Ley Zn Diluida}) + (\text{Ley Zn Caja} * D)$$

Por lo que:

$$\text{Ley Zn Diluida} = \frac{(\text{A.V.} * \text{Ley Zn})}{(\text{A.V.} + D)}$$

RESERVAS POR NIVELES AL 31 - 12 - 07

Nivel	Zona	Horizonte	Tonelaje Reservas	% Zn	% Pb	Ancho	VPT
1000	Norte Baja	San Vicente	442.592	10,1%	0,6%	8,8	111,3
1100	Norte Baja	San Vicente	19.746	7,6%	0,3%	4,7	82,6
1140	Norte Baja	San Vicente	148.256	8,7%	0,3%	4,6	95,1
1180	Norte Baja	San Vicente	452.569	8,4%	0,4%	8,2	91,8
1240	Norte Baja	San Vicente	58.456	7,5%	0,4%	3,9	82,5
1250	Norte Baja	San Vicente	1.762	11,1%	0,1%	3,5	118,6
1270	Norte Baja	San Vicente	31.485	6,0%	0,3%	9,1	65,6
1330	Norte Baja	San Vicente	97.385	8,3%	0,9%	5,9	94,3
1370	Norte Baja	San Vicente	40.778	8,4%	1,2%	7,9	96,5
1400	San Judas	San _Judas	48.710	6,5%	1,3%	2,8	77,2
1455	Norte Alta	San Vicente	255.976	8,1%	0,6%	4,6	92,7
	San Judas	San _Judas	53.817	6,6%	1,5%	3,9	79,6
	Sur	San Vicente	37.376	7,5%	0,7%	4,2	68,4
1570	Arcopunco	San Vicente	25.887	6,3%	0,0%	2,9	68,9
	Norte Alta	San Vicente	458.390	9,2%	0,4%	7,9	103,3
	San Judas	San _Judas	3.035	6,8%	0,9%	2,8	78,0
	Sur	San Vicente	55.003	8,4%	0,7%	4,2	75,9
1592	Norte Alta	San Vicente	558.258	7,5%	0,6%	5,0	86,3
1623	Sur	San Vicente	14.422	9,2%	1,5%	3,9	88,7
1652	Arcopunco	Alfonso	16.925	5,9%	0,0%	3,8	64,5
		San Vicente	26.052	8,3%	0,1%	3,9	91,0
	Norte Alta	San Vicente	523.898	8,9%	0,8%	5,2	103,0
1664	Sur	San Vicente	22.684	9,3%	1,3%	4,1	87,4
1704	Sur	San Vicente	16.682	11,0%	1,0%	5,9	100,5
1709	Norte Alta	San Vicente	282.748	8,1%	0,5%	4,8	92,4
1744	Sur	San Vicente	36.340	8,8%	0,5%	4,4	78,1
1750	Norte Alta	Alfonso	40.274	5,0%	0,2%	3,5	56,1
		San Vicente	212.110	7,6%	0,4%	4,0	86,4
1784	Sur	San Vicente	88.886	8,5%	0,6%	5,4	76,1
1824	Sur	San Vicente	101.192	8,3%	0,6%	4,1	74,1
1857	Sur	San Vicente	23.079	8,6%	0,7%	5,2	77,7
1870	Cancha Norte	San Vicente	5.823	4,9%	0,1%	4,1	42,7
1885	Uncush	San Vicente	45.956	4,8%	0,2%	3,3	51,9
1895	Sur	San Vicente	74.967	8,7%	0,5%	5,4	77,7
2000	Sur	Alfonso	68.189	6,1%	0,3%	4,4	54,2
2100	Uncush	Alfonso	88.759	8,7%	0,6%	4,4	95,6
2230	Uncush	Alfonso	162.157	6,9%	0,3%	3,4	74,6
Total general			4.640.623	8,3%	0,6%	5,8	91,3

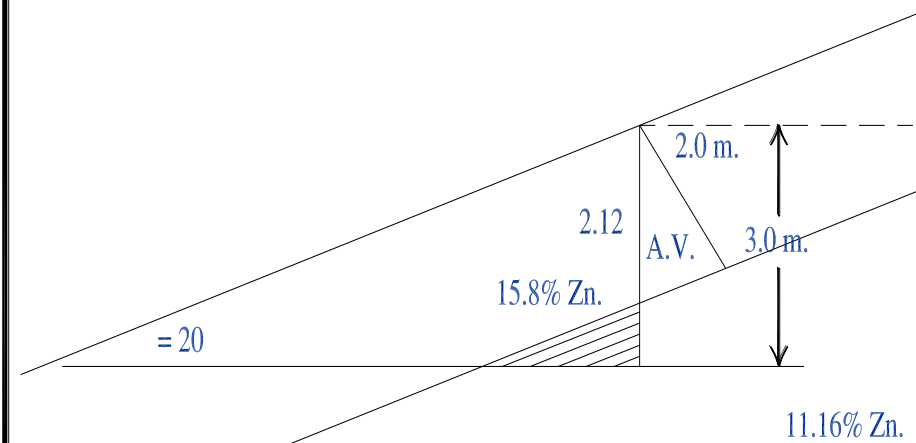
RESERVAS POR ACCESIBILIDAD AL 31 – 12 -07

Accesibilidad	Clasificación	Tonelaje Reservas	% Zn	% Pb	Ancho	VPT
AC	1 Medido	565.832	9,2%	0,5%	9,3	101,2
	2 Indicado	199.700	7,7%	0,2%	3,2	83,9
Total AC		765.532	8,8%	0,4%	7,7	96,7
EA	1 Medido	1.285.021	8,2%	0,6%	6,1	90,3
	2 Indicado	904.561	7,9%	0,5%	5,3	86,9
Total EA		2.189.582	8,1%	0,6%	5,7	88,9
NR	1 Medido	1.384.570	8,4%	0,6%	4,9	92,8
	2 Indicado	300.938	8,0%	0,6%	4,6	87,8
Total NR		1.685.509	8,4%	0,6%	4,9	91,9
Total general		4.640.623	8,3%	0,6%	5,8	91,3

RECURSOS AL 31 – 12 - 07

Accesibilidad	Clasificación	Tonelaje Recursos	% Zn	% Pb	Ancho
AC	1 Medido	22.601	5,2%	0,4%	2,8
	2 Indicado	14.995	5,9%	0,4%	2,1
Total AC		37.596	5,5%	0,4%	2,5
EA	1 Medido	61.808	5,7%	0,2%	2,6
	2 Indicado	139.263	5,7%	0,1%	2,8
	3 Inferido	928.891	4,5%	0,2%	3,5
Total EA		1.129.962	4,7%	0,2%	3,4
NR	1 Medido	142.290	5,4%	0,4%	2,7
	2 Indicado	34.579	5,7%	0,3%	2,5
Total NR		176.869	5,5%	0,4%	2,7
Total general		1.344.427	4,9%	0,3%	3,3

CALCULO RESERVAS
ALTURA VERTICAL MINIMA



$$A.V. = \frac{\text{Pot. real}}{\text{Cos } \phi}$$

Cuando la Potencia Real es menor que la altura vertical se aplica.

$$\text{Pot. Real} = 3.0 \text{ m.} \times \text{Cos } \phi$$

CAPITULO IV

MINERIA

4.1 Método de Explotación

El método de explotación es de corte y relleno ascendente mecanizado y en menor escala el de cámaras y pilares, usando relleno hidráulico y relleno detrítico proveniente de las labores de exploración y desarrollo así como las de preparación. Para una producción mensual de 60000 t se utiliza entre el 60 al 62% del material tratado es decir que regresan a la mina un volumen aproximado de 12000m³ y el restante ósea 8000 m³, es reemplazado por material detrítico proveniente de las labores preparación y desarrollo.

4.2 Operaciones Mineras

Actualmente la mina esta dividida zonas, mantos, áreas y niveles. Se tienen las zonas Sur y Norte, Arcopunco y Uncush, y están divididas en 72 áreas y varios niveles principales aproximadamente cada 60 metros. Los niveles están unidos a través de rampas con una gradiente de 8 a 15%, dependiendo si están en curva o recta. Cada área es de 100m de altura por 270 de longitud y la potencia varía de acuerdo a la potencia de los horizontes Alfonso, San Vicente y San Judas. El nivel es referencial y para obtener la cota sobre el nivel del mar hay que sumar al nivel indicado 63.89m.

Actualmente la empresa viene explotando la Zona norte y parte de la zona Sur en lo que denominamos mina Central y Uncush Sur.

4.3 Descripción de Labores

Las operaciones mineras en San Vicente tienen las siguientes actividades: exploración o desarrollo, preparación y explotación; para lo cual, se siguen los siguientes procesos y/o ciclos: perforación, voladura, disparo, sostenimiento, limpieza, relleno y extracción.

Es importante anotar que la ventilación usada en las operaciones es forzada mediante ventiladores principales. El aire ingresa por las rampas y es extraído por chimeneas

principales de 7 pies. Para todo el laboreo minero se utilizan emulsiones como explosivo y fulminantes no eléctricos con retardo variable.

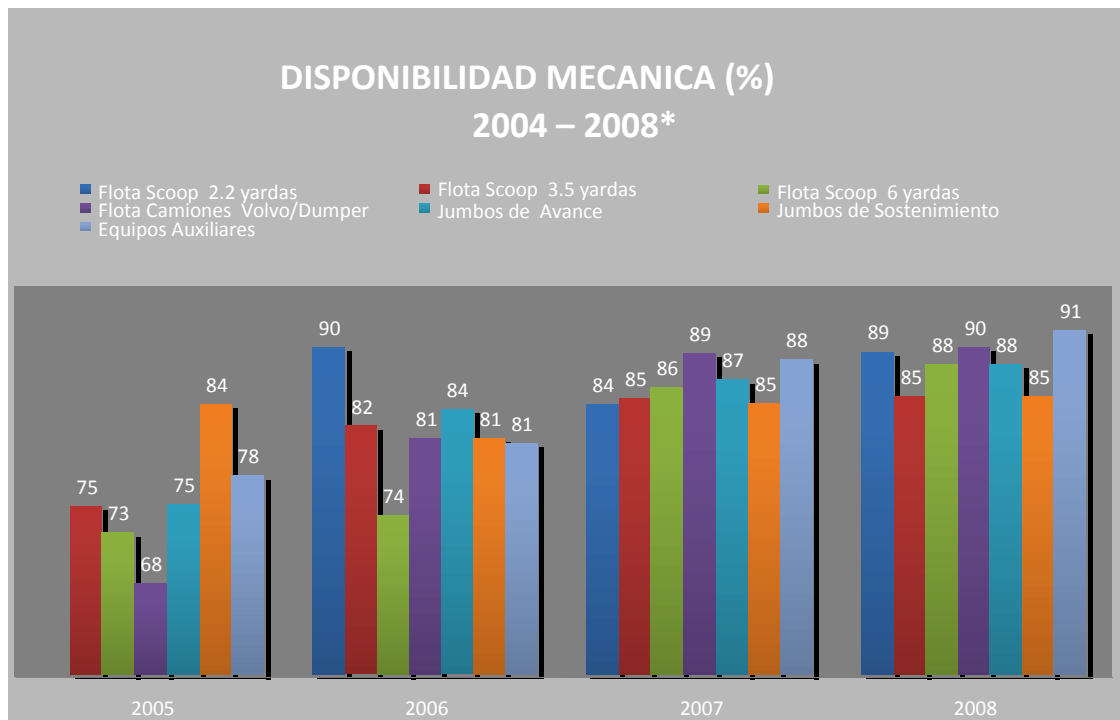
- **Labores de desarrollo:** Los frentes generalmente tienen una orientación de sur - norte y que, sirven para realizar la exploración de corto y mediano plazo. Cuando son de corto plazo se cargan al costo operativo y, a las inversiones cuando es de mediano plazo. Las secciones son de 4.0m x 3.5m y de 4.5m x 4.0m, en estas galerías se construyen cruceros cada 150m que servirán como cámaras de perforación diamantina y, para acumulación y evacuación de desmonte. Estas galerías se construyen con una cuneta lateral de 0.40m x 0.60m de sección.
- **Labores de preparación:** Estas labores son las que se utilizan para acceder a las zonas mineralizadas y que ya han sido bloqueadas, es decir reconocidas al menos por dos lados. Las principales son: Rampas, los cruceros, los nuevos accesos y chimeneas de ventilación y transferencia de mineral
 - **Rampas:** Se realizan completamente en desmonte alejado 60m a 90m de los mantos mineralizados, debido a la correlación que existe entre el agua y los mantos. La sección estándar es de 4.5m x 4.0m, 15% de gradiente en recta y 8% en la zona curva. Sin embargo cuando llega a un nivel de explotación la gradiente es 0% entre el tramo del acceso al crucero que intercepta al manto y, luego sigue bajando con 15%. En cada lazo o vuelta se comunica a una chimenea de 5 a 7 pies de diámetro por medio de una ventana, para ventilar la continuación de la rampa y para los servicios de agua y energía.
 - **Cruceros:** Una vez en que la rampa llegó al nivel de explotación se construyen cruceros con las mismas secciones que la rampa hasta estar a 20 a 30 metros de manto. La sección es 4.5m x 4.0m. Su gradiente es 2 a 3%.
 - **Nuevos accesos:** Son construidos a continuación del crucero y con gradiente negativa de 15%, la cual se va levantando conforme el tajeo es explotado.
 - **Primer piso o nivel de explotación:** Una vez que el nuevo acceso interceptó el manto a la cota de diseño, se desarrolla a ambos lados por caja piso del manto hasta alcanzar la longitud del tajeo, luego se amplía hacia caja techo y queda listo para el primer corte.

Cuando el terreno es muy fracturado y con alto contenido de agua se desarrolla en forma paralela una galería y luego se hacen cruceros en forma perpendicular al manto en forma de ventanas.

- **Chimeneas:** Las chimeneas principales son generalmente de nivel a nivel principales y de 7 pies de diámetro, mediante maquinas raise boring, Las chimeneas secundarias son de 5 pies de diámetro y pueden ser hechas mediante maquinas raise borer o en forma convencional con maquinas stoper Cámaras para
- **Raise Borer:** Estas cámaras se construyen a partir de cruceros los que son ampliados a 7.0m x 5.50m x 10m de longitud. El revestimiento estándar es shote crete - malla – perno.
- **Labores de explotación:** Las dimensiones de los tajos varían según el horizonte y el manto. Generalmente en Simsa los mantos que se encuentran en el horizonte San Vicente son de mayor potencia y longitud que los del horizonte Alfonso y San Judas. El buzamiento de de los mantos también es variable, siendo de mayor buzamiento los mantos de San Vicente y este aumenta a mayor profundidad. La altura de nivel a nivel es de 60m y la potencia puede variar de 3.0 a 15m. El ciclo de minado en la mina es de perforación, disparo, sostenimiento, limpieza y relleno.
 - **Perforación:** La perforación es paralela y de acuerdo a las condiciones del terreno puede ser horizontal o inclinada a 60°. Para tal efecto, se utilizan jumbos electro hidráulicos de H - 121 Atlas Copco, con barras de 12 pies de longitud y brocas de botones de 41mm. Se cuenta con 6 unidades propias y 1 alquilada.
 - **Disparo:** Es realizado con emulsión como agente explosivo y fulminante no eléctrico con micro - retardo.
 - **Sostenimiento:** Se utilizan puntuales utilizan pernos puntuales de 7 pies (split set), shote crete y en ocasionalmente malla electro soldada. La aplicación es con jumbos electro hidráulicos H - 121 especialmente adaptados par este fin con brocas de 39mm y barra de 8 pies de longitud. La empresa cuenta con 4 unidades.

- **Limpieza:** También llamado acarreo, es realizado con scooptram diesel (cargadores de bajo perfil) de 2.2, 3.5 y 6yd3, que trasladan el mineral de los tajos hasta los puntos de acumulación o ore pass según sea el caso, cercanos a los tajos; de allí el mineral es trasladado por camiones de bajo perfil y camiones volvos acondicionados para trabajar en interior mina desde los puntos de acumulación hasta el ore pass de mineral principal ubicado en el nivel 1455.
- **Relleno:** Los tajos son rellenos primeramente con una capa de 1.0m de relleno detrítico que previamente ha sido acumulado cerca de los tajos y luego se aplica el relleno hidráulico. Esta forma de relleno ha dado buenos resultados en Simsa debido a que el material detrítico proveniente de las labores de desarrollo y preparación, generalmente es caliza dolomítica así como la roca matriz. El relleno hidráulico es bombeado mediante una bomba Mars por tuberías de 8 pulgadas del nivel 1455 (Planta Concentradora) hasta el nivel 1750 y luego por gravedad baja por tuberías de 4 y 5 pulgadas a los tajos incluso debajo del nivel 1240. El 60% del relave es bombeado a la mina.

4.4 Equipos de Mina y Disponibilidad Mecánica



* Disponibilidad mecánica proyectada para el año 2008

CODIGO	EQUIPO					FECHA ULTIMO OVER HAUL (DESDE-HASTA)		SITUACION
	TIPO	MARCA	MODELO	AÑO FAB.	POTENCIA			
FLOTA DE CARGADOR FRONTAL DE BAJO PERFIL								
SCOOP 2.2 YDS								
002-001	SCOOPTRAM	TAMROCK	TORO 151	2005	84 HP			OPERATIVO
002-002	SCOOPTRAM	TAMROCK	TORO 151	2005	84 HP			OPERATIVO
SCOOP 3.5 YDS								
002-073	SCOOPTRAM	WAGNER	ST - 3.5	1997	185 HP	10/01/2004	02/06/2004	OPERATIVO
002-079	SCOOPTRAM	WAGNER	ST 710	2004	180 HP			OPERATIVO
002-080	SCOOPTRAM	WAGNER	ST - 3.5		188 HP			OPERATIVO
002-081	SCOOPTRAM	WAGNER	ST - 3.5		188 HP			OPERATIVO
SCOOP 6 YDS								
002-065	SCOOPTRAM	WAGNER	ST - 6C	1988	231 HP	25-feb-00	09-may-00	OPERATIVO
002-068	SCOOPTRAM	WAGNER	ST - 6C (N)	1989	231 HP		02-oct-06	OPERATIVO
002-069	SCOOPTRAM	WAGNER	ST - 6C	1996	240 HP		nov-06	OPERATIVO
002-090	LOADER	TAMROCK	TORO 450D	2000	285 HP	31/10/2003	11/03/2004	OPERATIVO
002-091	LOADER	TAMROCK	TORO 007	2003	270 HP			OPERATIVO
FLOTA DE CAMIONES DE BAJO PERFIL								
004-022	DUMP TRUCK	WAGNER	MT 420B	1998	300 HP		20-jul-98	OPERATIVO
004-024	DUMP TRUCK	WAGNER	MT 2000	2000	300 HP		01-ago-00	OVERHAUL
FLOTA DE CAMIONES LIVIANOS								
004-064	CAMION	VOLVO	FM12 (6X4)	2005	420 HP			OPERATIVO
004-065	CAMION	VOLVO	FM12 (6X4)	2005	420 HP			OPERATIVO
004-066	CAMION	VOLVO	FM12 (6X4)	2006	420 HP			OPERATIVO
004-067	CAMION	VOLVO	FM12 (6X4)	2006	420 HP			OPERATIVO
004-068	CAMION	VOLVO	FM12 (6X4)	2006	420 HP			OPERATIVO
004-069	CAMION	VOLVO	FM12 (6X4)	2006	420 HP			OPERATIVO
004-070	CAMION	VOLVO	FM12 (6X4)	2006	420 HP			OPERATIVO
004-071	CAMION	VOLVO	FM12 (6X4)	2006	420 HP			OPERATIVO
004-072	CAMION	VOLVO	FM12 (6X4)	2006	420 HP			OPERATIVO
004-073	CAMION	VOLVO	FM 6X4 R	2006	440 HP			OPERATIVO
004-074	CAMION	VOLVO	FM 6X4 R	2006	440 HP			OPERATIVO
004-075	CAMION	VOLVO	FM 6X4 R	2006	440 HP			OPERATIVO
FLOTA DE JUMBOS DE SOSTENIMIENTO								
001-009	JUMBO	ATLAS COPCO	BOOMER H-126	1987	57 HP	13/03/2004	09/09/2004	OPERATIVO
001-011	JUMBO	ATLAS COPCO	BOOMER H-126	1988	57 HP	21-jun-00	28-feb-01	OVERHAUL
001-015	JUMBO	ATLAS COPCO	BOOMER H-126	1990	57 HP	27-dic-98	16-jun-99	OPERATIVO
001-020	JUMBO	ATLAS COPCO	BOOMER H-281	1999	46 HP	22/09/2002	01/11/2003	OPERATIVO
FLOTA DE JUMBOS DE AVANCE								
001-012	JUMBO	ATLAS COPCO	BOOMER H-126	1989	57 HP		25-ago-06	OPERATIVO
001-024	JUMBO	ATLAS COPCO	BOOMER H-281	2005	71 HP			OPERATIVO
001-025	JUMBO	ATLAS COPCO	BOOMER H-281	2005	71 HP			OPERATIVO
001-026	JUMBO	ATLAS COPCO	R BOOMER H-281	2006				OPERATIVO
FLOTA DE EQUIPOS MOVIMIENTO DE TIERRA								
507-008	TRACTOR	CATERPILLAR	D8L	1986	335 HP	27-ene-01	13-oct-08	OPERATIVO
507-010	TRACTOR	CATERPILLAR	D5C III	1999	135 HP			OPERATIVO
507-011	TRACTOR	CATERPILLAR	D6R - DSIII	2006				OPERATIVO
002-043	C.FRONTAL	CATERPILLAR	966F	1992	135 HP			OPERATIVO
002-045	C.FRONTAL	CATERPILLAR	966F	2000	135 HP			OPERATIVO
507-032	MOTONIVELADORA	CATERPILLAR	120G	1984	125 HP		20-mar-01	OPERATIVO
COMPRESORAS								
502-041	COMPRESORA	INGERSOLL RAND	CENTAC	2007	N/E			N/E
502-051	COMPRESORA	GARDNER DENVER	EDFQLB	N/E	75 HP			OPERATIVO
502-053	COMPRESORA	GARDNER DENVER	BUL105	2007				OPERATIVO
	COMPRESORA	GARDNER DENVER		2007				OPERATIVO
	COMPRESORA	GARDNER DENVER	ERH99D	N/E				OPERATIVO
	COMPRESORA	GARDNER DENVER		N/E				OPERATIVO
	COMPRESORA	ATLAS COPCO	GA 907					
LOCOMOTORAS								
006-050	LOCOMOTORA	CLAYTON	TROLE 10 TN	N/E	45 HP			N/E
006-051	LOCOMOTORA	CLAYTON	TROLE 10 TN	N/E	45 HP			N/E

4.5 Servicios Auxiliares Mina

Esta área realiza el apoyo al área de operaciones mina. Se encarga principalmente de la instalación de las líneas de agua y aire, aplicación de sostenimiento, relleno hidráulico, ventilación principal y auxiliar y, la extracción de mineral a la planta concentradora.

Las líneas de agua y aire principales para perforación, son conducidas mediante tuberías de 6 y 4 pulgadas. El agua para perforación y regado es conducida por gravedad y es captada en varios reservorios ubicados en la parte alta de la mina. El aire es suministrado por compresoras 6 estacionarias de 600 cfm y 200 Hp que son movidas de estación según los requerimientos, y es usado para la aplicación de shote crete y para la construcción de chimeneas convencionales de menos de 20m de altura.

La aplicación de shot crete es por vía seca y se emplean 5 maquinas shocreteras. La aplicación se realiza en las vías principales y ocasionalmente en los tajos. La mezcla para una dosificación adecuada para un concreto de 210 kg/m² contiene: cemento 10 bolsas por m³, arena, fibra metálica 25 kilos por m³ y 5 galones de aditivo acelerante cuando existe presencia de agua.

El relleno hidráulico con material de relave es una parte importante del ciclo de minado. El relave de planta concentradora es clasificado en una batería de ciclones Cavex 400 con Apex de 2 ¼". Aproximadamente el 60% de relave es derivado a la mina como relleno.

Los ciclones Cavex 400, separan al relave en dos flujos, la distribución de gruesos denominada Underflow (U/F) y la distribución de finos denominada Overflow (O/F).

El U/F es el material usado para el relleno hidráulico, por tener una mayor distribución de gruesos.

La distribución granulométrica que presente el U/F es:

MALLA	U/F(Material de relleno hidráulico)		
	PESO (gr.)	% PESO	ACUM (-)
35	52.5	3.06	96.9
50	255.3	14.90	82.0
70	292.9	17.09	65.0
100	285.1	16.63	48.3
200	471.9	27.53	20.8
270	175.4	10.23	10.5
325	47.2	2.75	7.8
400	7.7	0.45	7.3
-400	125.9	7.35	0.0
TOTAL	1713.9	100.0	

El U/F es almacenado en un silo y posteriormente enviado a la mina mediante la Bomba Mars 1; con una presión de bombeo máximo de 1180PSI a 260 RPM.

Las áreas y labores rellenadas, son marcadas por el área de servicio y son ellos quienes nos indican la densidad de bombeo, operativamente se lleva el control de densidad de pulpa y se registra la presión de bombeo como puntos de refuerzo para garantizar la operación.

Nivel	Densidad de pulpa enviada		
	Máx.	Min.	Promedio
1652	1550	1500	1525
1450	1650	1600	1625
1120	1700	1600	1650

Los sólidos por tener una gravedad específica de 2.8, presentan un porcentaje en peso mayor que los líquidos (g.e = 1).

A continuación se detallan las densidades de bombeo a mina y se determina el porcentaje en peso de los sólidos (relave) y los líquidos (agua)

g.e = 2.8 Densidad de Bombeo a mina (gr/ml)	Peso (gr)		% Peso	
	Sólido	Líquido	Sólido	Líquido
1.500	777.78	722.22	51.85	48.15
1.525	816.67	708.33	53.55	46.45
1.550	855.56	694.44	55.20	44.80
1.600	933.33	666.67	58.33	41.67
1.625	972.22	652.78	59.83	40.17
1.650	1011.11	638.89	61.28	38.72
1.700	1088.89	611.11	64.05	35.95

En caso del porcentaje en volumen, la relación es menor (comparada con el porcentaje en peso), esto debido a la g.e. se detalla las densidades de bombeo a mina y se determina el porcentaje en volumen de los sólidos (relave) y los líquidos (agua)

g.e = 2.8	Volumen (ml)		% Volumen	
Densidad de Bombeo a mina (gr/ml)	Sólido	Líquido	Sólido	Líquido
1.500	277.78	722.22	27.78	72.22
1.525	291.67	708.33	29.17	70.83
1.550	305.56	694.44	30.56	69.44
1.600	333.33	666.67	33.33	66.67
1.625	347.22	652.78	34.72	65.28
1.650	361.11	638.89	36.11	63.89
1.700	388.89	611.11	38.89	61.11

El área de servicios auxiliares se encarga de la instalación de los ventiladores, así como de de colocar la infraestructura y los accesorios que necesitan, como son la base, alcayatas cancamos, mangas, etc.

La ventilación en una mina es el proceso continuo de proveer aire fresco a todas las partes de la mina donde hay gente que puede ser requerida para trabajar.

Hay cuatro razones principales por las que se debe proveer ventilación en socavones o minas subterráneas.

- A) Proveer oxígeno para propósitos de respiración.
- B) Para diluir y remover polvo.
- C) Para diluir y remover gases nocivos y pestilentes.
- D) Reducir la temperatura en socavones.

La ventilación en la mina es forzada, principalmente por la profundización de la mina que, en total requiere de 430000 cfm. Para cubrir esta demanda se cuenta con 10 ventiladores principales, 3 secundarios y 20 auxiliares. El detalle se muestra en el siguiente cuadro:

VENTILADORES PRINCIPALES								
Nº	NIVEL	LABOR	CAUDAL(CFM)	FUNCION	MARCA	POTENCIA	ZONA DE VENTILACION	MANGA
1	Nv 1455	Cx 1150	105000	EXTRACTOR	AIRTEC	150	Rpa1150(-)	NO
2	Nv 1456	Cx 1495	105000	EXTRACTOR	AIRTEC	150	Gal 1070, Rpa 1010	NO
3	Nv 1455	Area 14, RB 1125	105000	EXTRACTOR	AIRTEC	150	Rp 1010, A 19, Pz 9	NO
4	Nv 1652	By Pass, 540	80.000	EXTRACTOR	JOY	60	Gal 540(Nv 1652),A16,17,1	NO
5	Nv 1300	Rpa 1015	80.000	INYECTOR	JOY	60	Rpa1010	NO
6	Nv 1750	Cx 1330	55.000	EXTRACTOR	AIRTEC	75	Nv 1455, A 19	NO
7	Nv 1750	Gal 1055	30.000	EXTRACTOR	Joy	75	Rp 1150, A1	NO
8	Nv 1270	Cx 830 - RB 805	30.000	INYECTOR	AIRTEC	36	Rpa 1010	NO
9	Nv 1652	Cabeza RB 1360	30.000	EXTRACTOR	AIRTEC	50	A 16	NO
10	Nv 1240	Gal 1070	50.000	EXTRACTOR	AIRTEC	60	Rp 1150, Gal 1135	NO
						866		

VENTILADORES SECUNDARIOS								
Nº	NIVEL	LABOR	CAUDAL(CFM)	FUNCION	MARCA	POTENCIA	ZONA DE VENTILACION	MANGA
1	Nv 1380	Cx 1050	30.000	EXTRACTOR	AIRTEC	36	Maestranza	NO
2	Nv 1652	CHI 1225	20.000	EXTRACTOR	AIRTEC	50	A 17, Rp 1330, Rp 1225	NO
3	Nv 1652	Rp 1330	50.000	EXTRACTOR	AIRTEC	50	Rp 1330, A 17	NO
						136		

VENTILADORES AUXILIARES								
Nº	NIVEL	LABOR	CAUDAL(CFM)	FUNCION	MARCA	POTENCIA	ZONA DE VENTILACION	MANGA
1	Nv 1310	SE 1310	20000	INYECTOR	HORLEY	50	SE 1310	SI
2	Nv 1652	Cx 725	25000	INYECTOR	AIRTEC	50	A 5B Tj 500	SI
3	Nv 1455	Cx 1390	20000	INYECTOR	AIRTEC	50	A19 Tj 1390	SI
4	Nv 1224	Rp 1150	20000	INYECTOR	JOY	50	Labor 1090	SI
5	Nv 1180	Cx 1070	20.000	INYECTOR	AIRTEC	50	Rp 1150, tope	SI
6	Nv 1592	Rp 360	20.000	INYECTOR	AIRTEC	50	AREA 1	SI
7	Nv 1530	Labor 1360	20.000	INYECTOR	AIRTEC	50	A 16	SI
8	Nv 1180	Cx 880	20000	INYECTOR	AIRTEC	50	Tj 880	SI
9	Nv 1180	Cx 1135	20000	INYECTOR	AIRTEC	50	Gal 1135	SI
10	Nv 1180	Gal 1195	20000	INYECTOR	AIRTEC	50	Gal 1135	SI
11	Nv 1180	Rp 1010	12000	INYECTOR	AIRTEC	25	Tope Rpa 1010	SI
12	Nv 1530	Rp 1300	12000	INYECTOR	AIRTEC	25	Rp 1280	SI
13	Nv 1592	Cx 160	12.000	INYECTOR	AIRTEC	25		SI
14	Nv 1530	Cx 1300	12000	INYECTOR	AIRTEC	25	Rp 1300 Area 16	SI
15	Nv 1570	Cx 580	20.000	INYECTOR	AIRTEC	50	Tj 500	SI
16	Nv 1592	Cx 180	12000	INYECTOR	AIRTEC	25	Cx 180	SI
17	Nv 1652	Tj 500	12000	INYECTOR	AIRTEC	25	Tj 500	SI
18	Nv 1652	Rp 1330	12000	INYECTOR	AIRTEC	25	Tj 1330	SI
19	Nv 1310	SE 1310	16000	INYECTOR	AIRTEC	18	SE 1310	SI
20	Nv 1570	Cx 500	12.000	INYECTOR	AIRTEC	25	Cx 500	SI
						768		

La extracción de mineral a la planta concentradora se realiza por el nivel 1455, para lo cual la empresa cuenta con dos locomotoras eléctricas Clayton de 10 tn y 45 Hp (01 de stand by), que pueden jalar hasta 10 carros mineros y cada uno puede transportar 10 toneladas. En la trocha se usan rieles de 90 libras y con 90cm de luz. Tiene una longitud aproximada de 2800m desde el ore pass y waste pass principales ubicados en interior mina al "tolvin" que se encuentra en superficie, una vez que el mineral es vaciado en el tolvin es transportado mediante una faja a la tolva de gruesos donde se ubica la chancadora primaria. La operación de extracción se realiza en tres guardias de 8 horas cada una y cuenta con personal operativo y de apoyo como carrilanos y mantenimiento.

CAPITULO V

PLANTA CONCENTRADORA

5.1 Introducción

La planta concentradora de la Unidad San Vicente tiene una capacidad instalada de 2800 TPD. Debido a la coyuntura por la que atravesó la mina desde el año 2002 al año 2004, las inversiones y los desarrollos se redujeron al mínimo, por lo que, a mediano plazo la extracción de mineral se vio afectada, actualmente solo se utiliza el 72% al mes, es decir 2000 TPD como promedio, con leyes de cabeza de 7% de Zinc y 0.50% de Plomo, produce 220 TPD de concentrado de Zinc con 61.5% Zn y 10 TPD de concentrado de Plomo con 62% Pb, con recuperaciones de 92% Zinc total y 61% Pb respectivamente.

5.2 Descripción de las Operaciones

El mineral extraído por el nivel 1455 es recepcionado en un tolvin de 80 toneladas de capacidad y por medio de 3 fajas es trasladado a una tolva de gruesos de 600 toneladas.

- **Chancado**

Esta operación procesa 150 toneladas por hora, la operación se realiza en 2 etapas, la primera etapa se realiza con una chancadora de quijada de 16" x 24" Loro Parisini, la etapa secundaria con una zaranda vibratoria 7' x 10' doble deck y una chancadora Raptor XL 300. El producto final es 100% -1/2" y 80% -3/8". El mineral triturado se almacena en un silo de 3000 toneladas de capacidad que cuenta con 4 alimentadores para el circuito de molienda.

- **Molienda**

Consta de cuatro líneas de molienda primaria (una de stand by) con molinos de bolas 8' x 10' y ciclones D-20 inclinados 20° respecto a la horizontal con una capacidad de 30 TMSPH. El proceso incluye un circuito de remolienda con un molino de bolas de 6' x 6' y una batería de 3 ciclones D-62".

- **Flotación Zinc**

El circuito de Zinc comprende un banco Rougher-I con 4 celdas DR-180 de 720 pies cúbicos, Un banco Rougher-II con 6 celdas DR-180 de 1,080 pies cúbicos, un banco Scavenger con 8 celdas OK-8 de 1800 pies cúbicos, El concentrado del banco rougher - I se alimenta a un banco de 8 celdas sub A de 3 limpiezas el cual produce un concentrado final de Zn (Esfalerita rubia. Por otra parte el concentrado del Bancos Rougher II va a remolienda, el cual va a un banco de 8 celdas Sub-A 24 para limpieza del concentrado remolido. El concentrado de este banco constituye el alimento a la celda Columna #2 cuyo producto conforma el concentrado final de Zn (Espalerita oscura), el relave de la celda Columna constituye el alimento a la celda Tanque RCS - 50. Los medios de la Celda Tanque son enriquecidos en un Banco de cuatro celdas DR – 180 cuyo concentrado es retornado al banco A II. El concentrado de la celda Tanque es retornado nuevamente a la celda columna N° 2 de 6 pies de diámetro por 45 pies de altura (la celda columna N° 1 esta en stand by).

- **Flotación Plomo**

El circuito de plomo lo conforman: Un banco Rougher-scavenger OK-8 "Ötokumpu" de 6 celdas que hacen una capacidad total de 1,800 pies cúbicos y un banco Cleaner con 8 celdas Sub-A 24 de 400 pies cúbicos dispuesto para 2 limpiezas del concentrado rougher y 1 limpieza del concentrado scavenger.

- **Espesamiento y Filtrado**

La etapa de Espesamiento cuenta para el concentrado de zinc con 02 espesadores de 50' x 10' y 38' x 10' .Para el concentrado de plomo se tiene un espesador de 20' x 10'.

El filtrado del concentrado de zinc se hace con un filtro de 3 discos x 9' de diámetro y el de plomo en un filtro de 4 discos x 6'; además se tiene en stand by un filtro de 8 discos x 6' para el zinc. La humedad final del concentrado de Zinc está en 10.1 % y la del concentrado de Plomo en 10.5%.

- **Tratamiento de relaves**

El relave de Planta es aproximadamente 1,770 TPD y se clasifica en una batería de 3 ciclones de 15" con Apex: 2½" y vortex: 4 ". El underflow constituye el 75% del sólido total que se envía como relleno hidráulico a la mina, el overflow representa el 25% que se deposita en la presa de Relaves. . El bombeo de relleno hidráulico a mina se hace a través de 02 Bombas MARS H-180 con capacidad de 50 m³ por hora (una en la mina y la otra instalada en planta). Cuando no opera la Bomba Mars todo el relave se envía a la Presa de Relaves La Esperanza, ubicada en la localidad de Vitoc, distante a 8.50 Km. de la Planta Concentradora.

Para el tratamiento de las aguas provenientes del nivel 1455 y los drenes de la Planta Concentradora, son enviados a un clarificador, donde el underflow es enviado a la presa de relaves La Esperanza y el overflow (rebose) es derivado al río Puntayacu.

5.3 Equipos de Planta

Sección Recepción / Chancado

01	Zaranda Grizly Vibratorio 3' x 6'	1
02	Zaranda Vibratoria 2 Deck 7' x 10' Allis Chalmer	1
03	Zaranda Vibratoria 2 Deck 7' x 14' Allis Chalmer	1
04	Chancadora Quijada 16" x 24" Loro Parisini	1
05	Chancadora Cónica 4 1/4" Kuen Ken *	1
06	Chancadora Raptor XL300	1

Sección Molienda

01	Molino de Bolas 8' x 10' Comesa	4
02	Molino de Bolas 6' x 6' Comesa	1

Sección Flotación

01	Celda de Flotación Denver DR-180, 6 Unid	2
02	Celda de Flotación Denver DR-180, 4 Unid	1
03	Celda de Flotación Denver SUB-24, 8 Unid	2
04	Celda de Flotación Denver SUB-24, 6 Unid	1
05	Celda de Flotación Outokumpu OK-8, 8 Unid	2
06	Celda Tanque Svedala RCS-50	1
07	Celda Columna Fima	2
08	Soplador Spencer 6000 CFM	1
09	Soplador Lamson	1
10	Compresora Gardner Denver 100 CFM	1
11	Compresora Kaesser 125 CFM	1

Sección Espesamiento / Filtración

01	Espesador de 50' D x 20' H Comesa	2
02	Espesador de 30' D x 10' H Comesa	1
03	Filtro de Discos 6' x 8' Comesa	1
04	Filtro de Discos 8' x 10' Comesa	1
05	Filtro de Discos 6' x 4' Comesa	1
06	Bomba de Vacío 3000 Nash	1
07	Bomba de Vacío 4000 Nash	1

Sección Relave

01	Bomba Mars H-180	2
----	------------------	---

* Stand by

5.4 Flow sheet de la Planta Concentradora



A FLOW SHEET CIRCUITO CHANCADO - RAPTOR

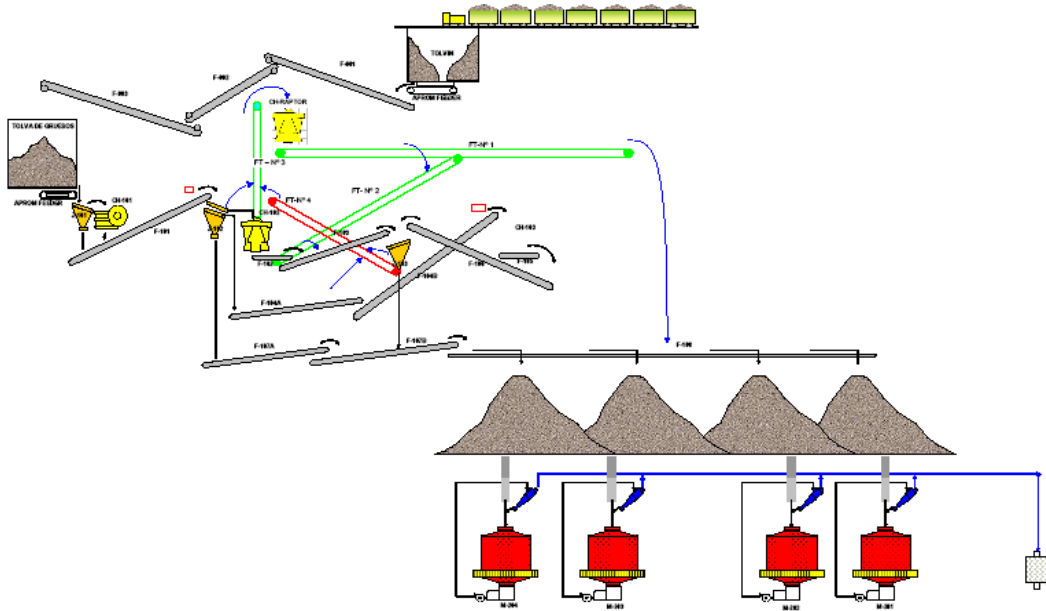
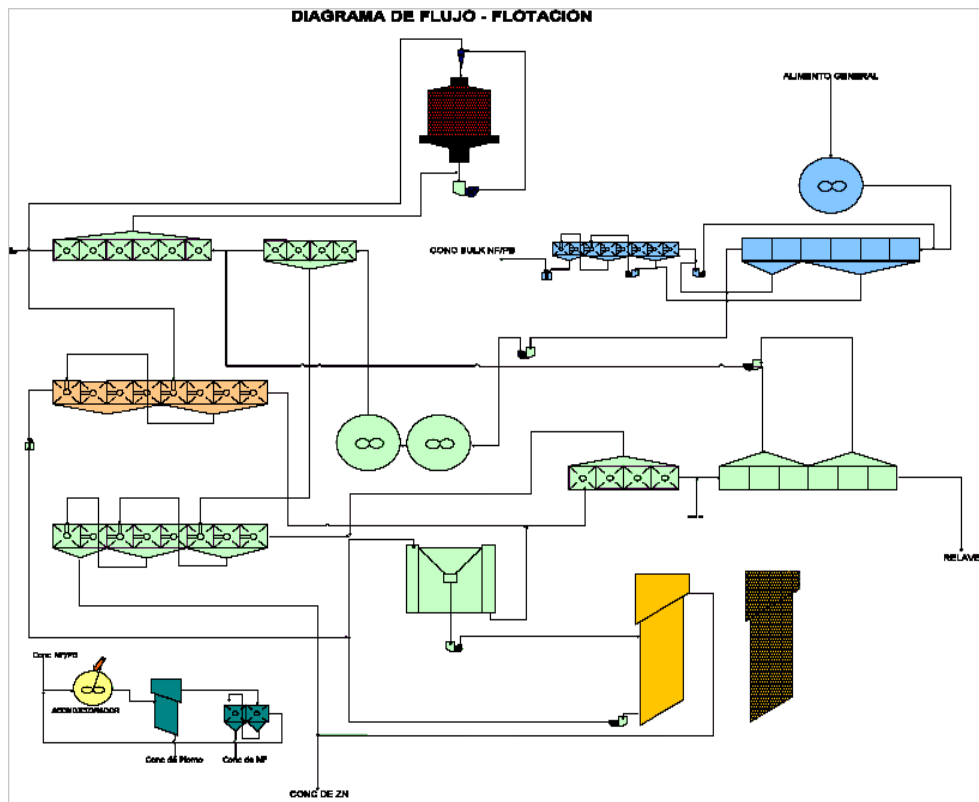


DIAGRAMA DE FLUJO - FLOTACIÓN



CAPITULO VI

INFRAESTRUCTURA, SERVICIOS GENERALES Y RECURSOS HUMANOS

6.1 Inmuebles y Servicios Generales

La unidad de producción San Vicente cuenta con una zona industrial, campamentos para el personal staff y comedores. En la zona industrial están ubicadas las oficinas de la Gerencia de Operaciones, Geología, Ingeniería y Logística, así como el laboratorio químico y una central térmica con capacidad nominal de 10 Mw. Cerca de la zona industrial están ubicadas las oficinas administrativas de las áreas de Administración, Contabilidad y Recursos Humanos. Relaciones Comunitarias y Servicio Social están ubicadas en un local que la empresa alquila frente a la plaza del distrito de San Ramón por razones estratégicas principalmente por cercanía con el personal y la población de la zona. Adicionalmente, cuenta con dos hidroeléctricas ubicadas en el distrito de Monobamba a 40 minutos de la Unidad San Vicente a las cuales se llega mediante una carretera afirmada.

6.2 Suministro de Energía

La empresa cuenta con dos centrales eléctricas y una central térmica propias; las que en época de lluvia pueden generar 11 Mw de potencia nominal; sin embargo, no son suficientes para cubrir la demanda de la mina que requiere alrededor de 13.5 MW, debido principalmente a la necesidad de bombear el agua de la profundización de la mina. Solo el sistema de bombeo requiere alrededor de 8 Mw, por lo que debe de comprar energía al sistema interconectado y, adicionalmente “quemar petróleo “ al usar la central térmica.

Uno de los grandes problemas actuales que Simsa afronta es la limitación de la energía del sistema interconectado nacional, en época de estiaje tiene que usar la central térmica que funciona a petróleo y que, encarece el costo de operación (el costo de energía hídrica es US\$ 0.05 / Kwh frente a US\$ 0.28 / Kwh que cuesta la energía térmica). Simsa solo puede tomar 5 Mw y 2 Mw de potencia como máximo en horas fuera de punta y en horas punta respectivamente. El problema radica en la capacidad del transformador y la línea de

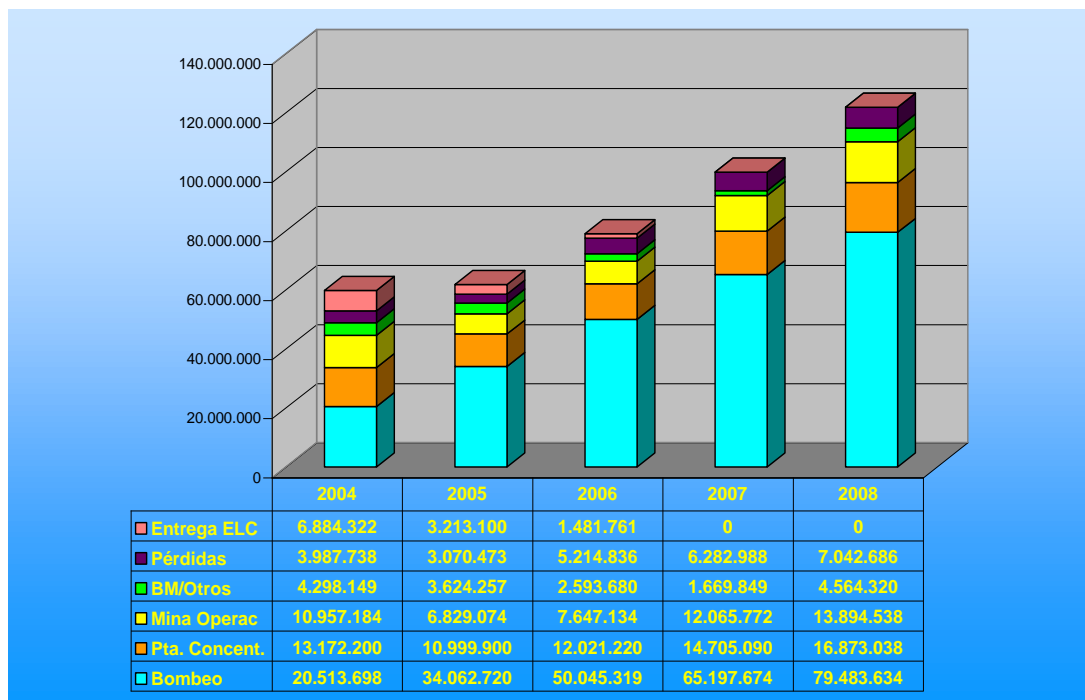
transmisión que llega a San Ramón la cual viene de la Sub estación de Electrocentro ubicada en Ninatambo en Tarma.

Para superar esta limitación Simsa cuenta con dos proyectos de mediano plazo para interconectarse, uno de ellos es la instalación de una sub estación en Condorcocha y la instalación de un transformador de 25 Mva 138/60 kva y una línea de 80 Km hasta la sub estación de Yanango en Aucuyacu en San Ramón y el segundo proyecto es construir una sub estación aledaña a la sub estación Yanango de Edegel que vendería energía proveniente de la Central Chimay de Edegel. Ambos proyectos están en esperando la conformidad de Electrocentro y de Edegel respectivamente. La inversión prevista sería de US\$ 2.5 y 4 millones de respectivamente.

En el corto plazo tiene previsto repotenciar la línea Monobamba San Vicente de propiedad de la empresa para aumentar en 1 Mw la generación de las hidroeléctricas que la empresa posee.

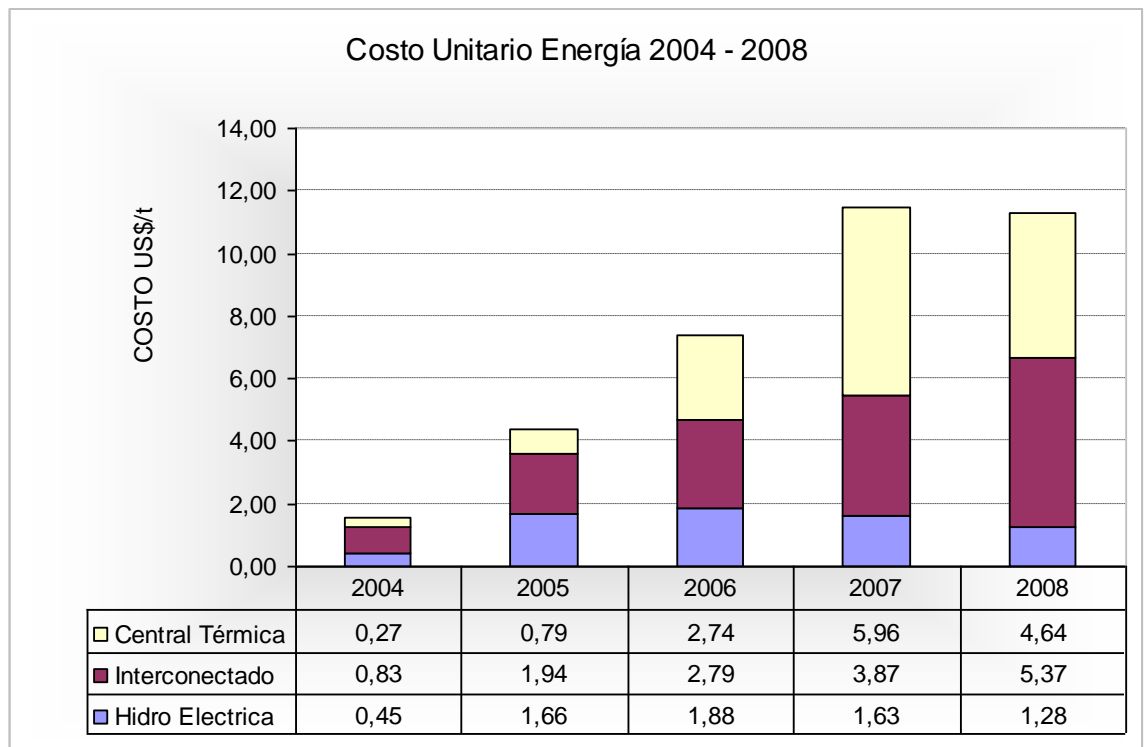
6.2.1 Distribución del consumo de energía

Como se explicó anteriormente el sistema de bombeo es el mayor consumidor de energía debido a que se tiene que extraer 1. 1 m³ de agua por segundo a una altura de 285 metros



6.2.2 Costo Unitario de la energía por tipo fuente

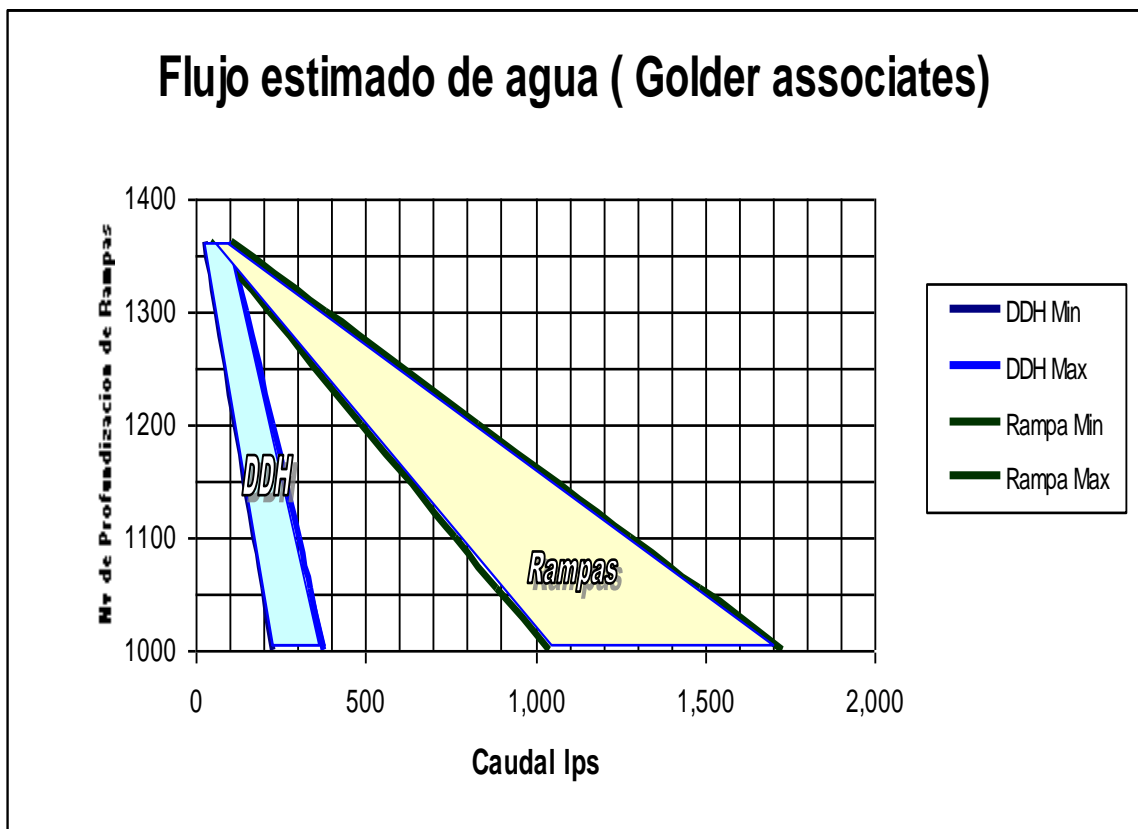
El costo de producción ha ido en aumento principalmente por el mayor costo que representa la energía en la estructura del costo de operaciones. Para el año 2008 el costo de operación más el de inversión será de 12 US\$/t; esto es, aproximadamente el 25% del costo total de producción.



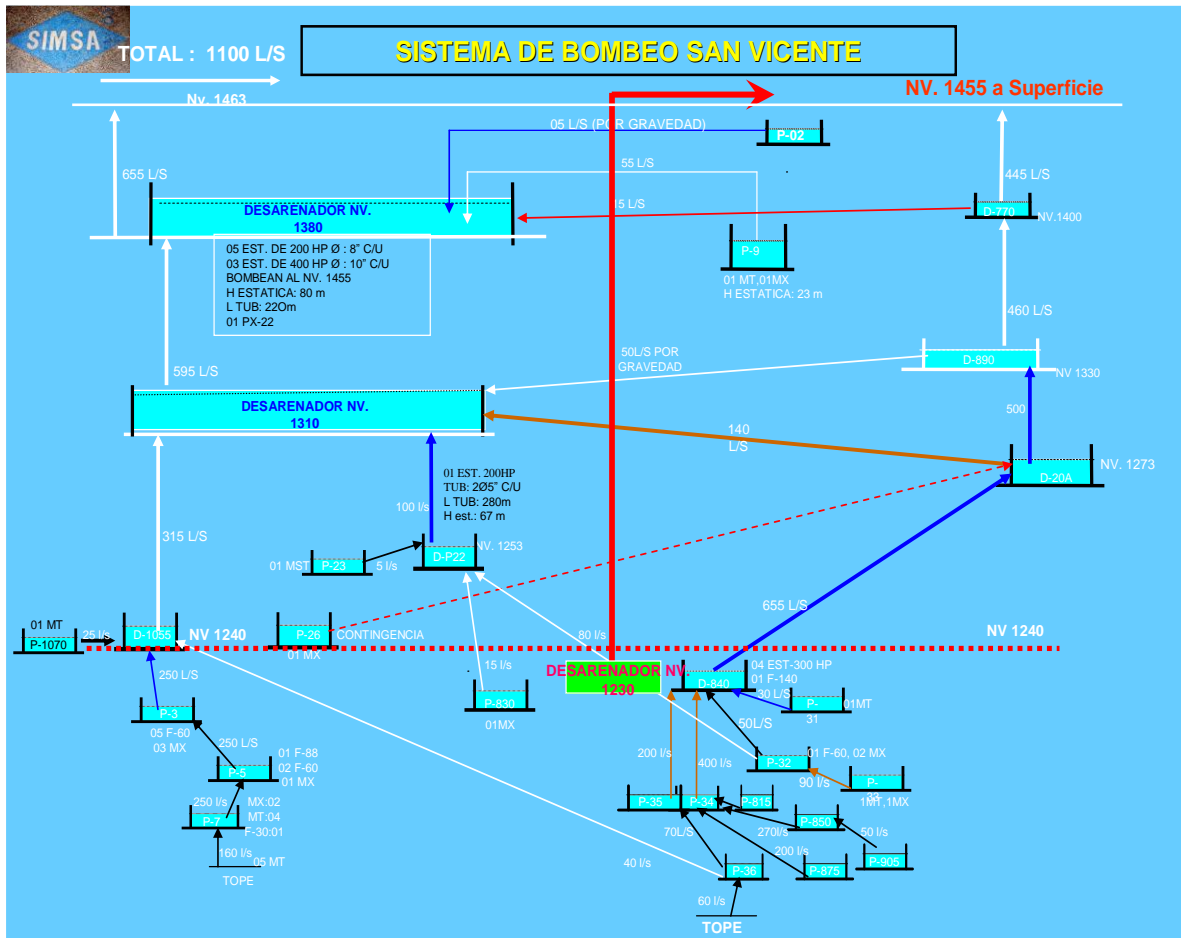
6.3 Sistema de Bombeo

El nivel 1455 es el nivel principal más bajo de la mina (nivel actual de extracción) y, el nivel 1170 es el nivel actual de las operaciones y se bombean 1100 litros por segundo. La empresa tiene dentro de sus planes a mediano plazo, bajar a explotar mineral hasta el nivel 1140 mediante el sistema de bombeo. Sin embargo para llegar a extraer las reservas y recursos que tiene cubrados hasta el nivel 1000, tendrá que desarrollar un túnel de drenaje de 7 km aproximadamente, ya que, como se mostrará más adelante conforme se profundiza el caudal de agua aumenta según una curva construida por Golders Associates en el año 2002 y que se ha cumplido dentro de los rangos previstos.

Actualmente la empresa tiene 6 estaciones de bombeo y más de 32 bombas, 26 de ellas entre estacionarias de 200, 300 y 400 HP. Este sistema si bien se ha mejorado, no es eficiente y confiable ya que funciona en cascada. El año 2007 la empresa comenzó un sistema de bombeo centralizado en el nivel 1230 con capacidad de bombear 1800 litros por segundo al nivel 1455, empleará 6 bombas de 1500 HP cada una y capaz de bombear 300 litros por segundo cada una de ellas; para el nivel actual donde se ubica la producción se utilizarán 4 bombas, quedando 2 de stand by. A la fecha los trabajos han sido concluidos y están en la fase de pruebas. Este sistema adicionalmente a las ventajas de confiabilidad y menor costo de mantenimiento y personal, generará un ahorro de US\$ 0.9 millones/año por el menor consumo de energía. El costo de la inversión estimada es de US\$ 6.5 millones.



- En color rojo se muestra el nuevo sistema de bombeo.



6.4 Personal

La empresa cuenta con 779 trabajadores en planilla distribuidos en cuatro categorías: funcionarios, supervisores, empleados y obreros. A través de los dos últimos años el personal en estas tres planillas ha ido aumentando debido principalmente a la profundización de la mina que requiere de 32 personas más que el 2006 para operar el sistema de bombeo en los tres turnos.

Planilla/Año	2003	2004	2005	2006	2007
Funcionario/Supervisión	64	78	77	122	134
Empleados	52	53	43	43	172
Obreros	387	418	338	482	473
Total	503	549	458	649	779

El siguiente cuadro muestra la distribución de personal por áreas en donde resalta el número de personas en las áreas de energía, mantenimiento y geología. En Simsa los operadores pertenecen al área de mantenimiento, quien brinda al área de mina el servicio del equipo como si fuese un equipo alquilado. El área de Proyectos fue creada a finales del 2006 pero, en el año 2007 terminó de conformarse el equipo necesario:

AREAS	FUNCIONARIOS	SUPERVISOR	EMPLEADO	OBRERO	TOTAL
ADMINISTRACION	2	24	5	5	36
ENERGIA	1	14	45	76	136
GEOLOGIA	3	8	7	44	62
EXPLORACIONES	1	3	3	0	7
GE. OPER. LAB-QUIM.	1	2	2	6	11
SUB GCIA. LOGISTICA	1	8	3	12	24
GERENCIA GENERAL	1	4	0	0	5
SUB. GERENCIA GENERAL	1	0	0	0	1
SUB GCIA. LEGAL	1	5	1	0	7
TESORERIA	1	4	0	0	5
MANTTO GRAL.	1	7	50	132	190
MINA	3	10	18	141	172
PROYECTOS & PLANEAMIENTO	3	11	10	22	46
PLANTA	1	4	2	33	40
SEGURIDAD	1	5	4	2	12
COMERCIALIZACION	2	1	22	0	25
TOTAL	24	110	172	473	779

Para la ejecución de los trabajos de infraestructura, desarrollos y proyectos la empresa contrata empresas de servicios quienes se proveen de equipos y personal para el cumplimiento de las obras a ejecutar. El año 2007 estas empresas emplearon a 600 trabajadores promedio mes.

6.5 Costo de labor y Política Salarial

A finales del 2006 nos fijamos como política de la empresa realizar un estudio salarial a nivel de la mediana minería con el fin de atender los reclamos de los sindicatos de la forma más justa posible y a la vez queríamos saber como se encontraba nuestro personal en cuanto a remuneraciones con respecto a nuestros pares en todas sus categorías. El estudio realizado por una empresa consultora en Recursos Humanos determinó que la empresa estaba por debajo del mínimo del mercado salarial. En obreros en 13%, en empleados en 17%, en supervisores en 3% y en jefes de departamento entre 10 y 23%. La decisión de la empresa fue nivelar y mejorar a todo el personal que se encontrase por debajo de este nivel. (Ver las gráficas en los anexos). El costo de este incremento en la planilla fue de US\$ 71000 por mes.

Grupo Ocupacional	Planilla	Incremento en Soles	N° de trabajadores
G3	Obreros	94.177	363
G2	Empleados	62.699	127
G1	Supervisores y Jefes de Dpto.	56.938	40
Total en Nuevos Soles		213.814	

En el siguiente cuadro se aprecia la ganancia promedio mensual obtenida por planilla

Obreros	2.091,48	342,85	857,89	3.292,22
Empleados	3.569,67	429,03	1.208,05	5.206,75
Choferes	1.806,62	294,18	690,41	2.791,21
Supervisores	5.157,16	782,44	2.318,19	8.257,79
Funcionarios	21.099,49	2.092,55	5.542,23	28.734,27
Total	3.297,74	468,98	1.251,41	5.018,13

CAPITULO VII

PRESUPUESTO Y PLAN OPERATIVO 2008

7.1 Supuestos técnicos y económicos del presupuesto operativo 2008

Para el presente año se tiene programado una producción de 670,000 TMS de mineral con leyes de cabeza de 7.02% de Zn y 0.43% de Pb; la producción de concentrado será de 70,125 TM con una ley de 61.28%; la recuperación total del zinc es de 91.52%.

Se tiene programado realizar 12,530 m. de avances horizontales; 10,350 m en preparación, 1,800 m en exploración y 400 m en desarrollo. En labores verticales, se programaron 1,980 m; 60 m en Chimeneas convencionales y 1,920 m en chimeneas mecanizadas (Raise Boeing).

En perforación diamantina se ha programado 24,000 metros, esperando cubicar nuevas reservas que incrementen la vida de la mina a 7 años.

Se tiene programado incrementar la oferta de energía interconectada en 4 Mw.

La necesidad de equipos para el presente año es:

- Jumbos de avances el total requerido 5 unidades para todo el año.
- Jumbos de sostenimiento el total requerido es de 4 unidades para todo el año.
- Scoops de 2.2 yd³, es de 01 unidades para todo el año.
- Scoops de 3.5 yd³, es de 07 unidades hasta mayo y 8 unidades de junio a diciembre.
- Scoops de 6.0 yd³ el total requerido es de 5 unidades para todo el año.
- Camiones Volvo el total requerido es de 12 unidades.
- Camiones Dumper, es de 01 unidad hasta agosto y, 02 unidades a partir de septiembre.
- La disponibilidad mecánica requerida es del 85% para todas las flotas.

El presupuesto unitario total empresa para el año 2008 es de 75.44 US\$/TMS y el Cash Cost se sitúa en 58.08 US\$/TMS.

El presupuesto aprobado para la ejecución de los proyectos de inversión es de 13'246,582

Para lograr los objetivos propuestos para el 2008, la mina cuenta con 4´ 640, 623 toneladas de reservas con 8.3% de ley de Zinc y 0.6% de ley de Plomo; con un ancho promedio de veta de 5.80 m y, con un valor promedio por tonelada de US\$ 91.30.

7.2 Plan de Producción

7.2.1 Mina

La producción de la mina para el año 2008 será de 670 000 t con 7,02% de Zn y 0.43% de plomo, extraídas de las siguientes zonas: Cancha Norte, Uncush, y mina Central que, a su vez se divide en: Baja, Alta y San Judas. Cancha Norte (C/N) y Uncush Sur (USA) son denominadas internamente como minas satélites.

Resumen de Producción por Zonas:

ESTIMADO DE PRODUCCIÓN 2008

Zona	I Trimestre	II Trimestre	III Trimestre	IV Trimestre	Total
C/N	6.000	6.000	6.000	6.000	24.000
USA	39.000	54.000	55.000	54.000	202.000
Baja	55.600	68.600	66.400	63.600	254.200
Alta	43.800	37.800	38.200	39.000	158.800
San Judas	4.000	9.000	9.000	9.000	31.000
Total	148.400	175.400	174.600	171.600	670.000

RESUMEN DEL PROGRAMA DE PRODUCCIÓN POR TAJOS

						Saldo Reservas				Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Total	Saldo Reservas
Zona	Area	Manto	Blocks	Nivel	Tajo	TM	% Zn	%Pb	%ZnO	TMS	TMS	TMS	TMS	TMS	TMS	TMS	TMS	TMS	TMS	TMS	TMS	TMS	TMS
Alta	USA	Alf (Primo)	9,10	2230	7,700	197,954	5.38	0.06	1.20	8,000	8,000	8,000	13,000	13,000	13,000	8,000	8,000	8,000	6,000	6,000	6,000	105,000	92,954
	USA	Alf (Campana)	7	2230	7,100	136,971	5.48	0.73	1.20	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	10,000	10,000	10,000	10,000	10,000	10,000	90,000	46,971
	USA	SV Jesus	1	1870	7,100	45,956	5.24	0.17	0.19								1,000	2,000	2,000	2,000	2,000	7,000	38,956
	A-4S	I y II	2,3 y 2,3,4	1824	500	24,211	5.11	0.56	1.20	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	24,000	211
	A-5	II y III Int	7 y 17	1652	400	41,541	6.30	0.57	0.10	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	36,000	5,541
	A-1	III T y Ayala		1592	100	34,248	5.35	0.49	0.10	4,000	4,000	4,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	30,000	4,248
	A-18S	SJ I y SJ II	4,5,6 y 1	1455	500	57,015	6.41	1.03	0.19		2,000	2,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	31,000	26,015
	A-16	II y III Piso	7,8 y 12a 11	1455	1,200	73,147	7.96	0.20	0.10	3,800	3,800	3,800	3,800	3,800	3,800	3,800	3,800	4,000	4,000	4,000	4,000	46,400	26,747
	A-17	II	6,7	1652	1300	97,531	6.99	0.21	0.10	3,800	3,800	3,800	3,800	3,800	3,800	3,800	3,800	4,000	4,000	4,000	4,000	46,400	51,131
Baja	A-60	III Int y III Piso	1,2 y 5,6	1180	1000	102,227	9.23	0.54	0.19	5,500	5,500	5,500	5,500	5,500	5,500	5,500	5,500	5,700	5,700	5,700	5,700	66,800	35,427
	A-60	III Int y III Piso	3 y 7	1180	1100	81,739	11.22	0.52	0.19	5,700	5,700	5,700	5,700	5,700	5,700	5,700	6,000	6,000	6,000	6,000	6,000	69,900	11,839
	A-60	III Piso	4	1140	900	68,609	9.25	1.25	0.19					2,500	2,500	2,500	2,500	2,500	2,500	2,500	2,500	20,000	48,609
	A-61	III Int y III P	4 y 8	1180	1200	28,083	8.22	0.28	0.19	3,000	3,000	3,000	3,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	28,000	83
	A-61	III Piso	10,11	1180	1300	24,499	3.99	0.05	0.19	3,500	3,500	3,500	3,500	3,500	3,500	2,000	1,500					24,500	(1)
	A-62	III Piso	9	1180	1,500	52,808	5.32	0.18	0.19			2,500	2,500	2,500	2,500	2,500	2,500	2,500	2,500	2,500	2,500	25,000	27,808
	A-59	III Piso	1	1140	800	44,339	7.55	0.24	0.19					2,500	2,500	2,500	2,500	2,500	2,500	2,500	2,500	20,000	24,339
	A60	III Int y III Piso	2 y 3	1140	1000	232,324	9.54	0.75	0.19														232,324
TOTAL						1,343,201	8.36	0.49	0.44	47,300	49,300	51,800	55,800	59,800	59,800	58,300	58,100	58,200	57,200	57,200	57,200	670,000	673,201

Ley %Zn	7.00	6.98	6.90	6.81	6.92	6.92	7.00	7.05	7.11	7.13	7.13	7.13	7.02
Ley %Pb	0.37	0.40	0.39	0.36	0.40	0.40	0.46	0.47	0.47	0.48	0.48	0.48	
LEY %Fe	0.80	0.80	0.80	0.80	0.80	0.80	0.80	0.80	0.80	0.80	0.80	0.80	
LEY %ZnOx	0.48	0.47	0.46	0.53	0.51	0.51	0.52	0.52	0.52	0.49	0.49	0.50	

RESUMEN DE LOS AVANCES HORIZONTALES (m)

Cargo	Fase	Suma ENE	Suma FEB	Suma MAR	Suma ABR	Suma MAY	Suma JUN	Suma JUL	Suma AGO	Suma SEP	Suma OCT	Suma NOV	Suma DIC	Suma TOTAL
Costo	Preparaciones	605	665	575	625	530	520	580	530	535	615	595	575	6 950
	Desarrollos	30	35	20	35	30	35	20	25	45	35	45	45	400
Total Costo		635	700	595	660	560	555	600	555	580	650	640	620	7 350
Inversión	Inversión	240	215	250	185	215	195	230	220	230	220	200	190	2 590
	Preparaciones	210	220	200	210	190	190	160	160	130	100	110	120	2 000
	Exploraciones	90	90	90	70	50	50	50	50	50				590
Total Inversión		540	525	540	465	455	435	440	430	410	320	310	310	5 180
Total general		1 175	1 225	1 135	1 125	1 015	990	1 040	985	990	970	950	930	12 530

RESUMEN DE LOS AVANCES VERTICALES (m)

Cargo	Fase	Suma ENE	Suma FEB	Suma MAR	Suma ABR	Suma MAY	Suma JUN	Suma JUL	Suma AGO	Suma SEP	Suma OCT	Suma NOV	Suma DIC	Suma TOTAL
Costo	Preparaciones				125	120	190	270	135	90	335	290	200	1 755
Total Costo					125	120	190	270	135	90	335	290	200	1 755
Inversión	Inversión	20			95	45			65					225
Total Inversión		20			95	45			65					225
Total general		20			220	165	190	270	200	90	335	290	200	1 980

7.2.2 Geología

RESUMEN DEL PROGRAMA DE AVANCES DIAMANTINOS (m)

AVANCES DE PERFORACION DIAMANTINA AL COSTO (m)

AREA	NIVEL	CUENTA	MAQ.	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	TOTAL
AREA 17	Nv. 1652	976381	LM-75 A	200	200	200	200	200	200	200	200	200	200	200	200	2,400
AREA 1	Nv. 1570	976381	LM-55	300	300	300	300	300	300	300	300	200	200	200	200	3,200
AREA 26	Nv. 2230-2100	976381	RAMPERU	200	200	200	200	200	200	200	200	200	200	200	200	2,400
SUB TOTAL				700	700	700	700	700	700	700	700	600	600	600	600	8,000

AVANCES DE PERFORACION DIAMANTINA PROYECTOS (m)

AREA	NIVEL	CUENTA	MAQ.	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	TOTAL
A-12 Gal. 9980 S Nv. 1455		990227	LM-75 B	400	400	400	400	300	300	300	300	300	300	300	300	4,000
A-41 Gal. 1210 N Nv. 1370		990609	LM-75 C	400	400	400	400	400	400	400	400	400	300	300	300	4,500
A-61 Gal. 1135 N Nv. 1180			LY-38	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	200	3,500
A-26 Gal. 340 S. Nv. 1870		990607	GEO	300	300	300	300	300	300	300	300	400	400	400	400	4,000
SUB TOTAL				1,400	1,400	1,400	1,400	1,300	1,300	1,300	1,300	1,400	1,300	1,300	1,200	16,000
TOTAL GENERAL				2,100	2,100	2,100	2,100	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	1,900	1,900	1,800	24,000

7.2.4 Energía

Para el año 2008 se ha considerado consumir 118'571,109 kwh. 21.6% más que el consumo del año anterior; sin embargo, la meta es bajar el consumo de energía del sistema térmico, elevando el consumo de energía del interconectado, debido al alto costo de esta fuente. Por otra parte, en el cuadro siguiente se muestra por separado el costo de la distribución de la energía dentro de mina y los talleres.

PLAN DE GENERACION ELECTRICA 2008 (Kwh)

		2004	2005	2006	2007		PRESUP. 2008
					REAL	PROG.	
Generación Hidrica	kwh	54.249.468	48.505.760	52.934.672	53.610.910	55.278.369	54.880.077
	US\$	236.026	687.406	888.031	988.034	1.096.159	503.490
	US\$/kwh	0,0044	0,0142	0,0168	0,0184	0,0198	0,0092
Mano Obra	US\$	145.438	144.352	147.171	246.623	177.659	229.490
Materiales + Terceros	US\$	90.588	88.786	160.858	161.471	178.500	127.000
Alquiler Hidro	US\$	0	454.268	582.063	579.940	740.000	147.000
Interconexión	kwh	5.102.053	11.918.546	20.911.416	36.055.537	33.759.531	53.159.205
	US\$	436.493	805.754	1.316.146	2.355.896	1.714.009	3.244.141
	US\$/kwh	0,0856	0,0676	0,0629	0,0653	0,0508	0,0610
Mano Obra	US\$	0	0	4	23.805	21.918	57.896
Compra Energía	US\$	436.493	805.754	1.316.146	2.332.092	1.692.008	3.186.245
Generación Térmica	kwh	461.770	1.375.218	4.430.985	12.736.627	8.468.007	10.531.827
	US\$	141.922	327.451	1.294.403	3.628.196	2.357.471	3.106.294
	US\$/kwh	0,3073	0,2381	0,2921	0,2849	0,2784	0,2949
Mano Obra	US\$	948	5.792	12.886	123.311	69.841	149.586
Combustible y Aceite	US\$	115.684	305.265	1.054.252	3.004.447	2.119.630	2.676.956
Materiales + Terceros	US\$	25.290	16.393	130.643	500.438	168.000	279.752
	Gls Diesel	38.789	112.417	360.790	1.048.035	682.840	842.546
	Gls Aceite	1.141	2.090	5.617	19.231	10.491	13.502
	USD\$/GlsD	3,66	2,91	3,59	3,46	3,45	3,69
Total Generación	kwh	59.813.291	61.799.524	78.277.073	102.403.074	97.505.907	118.571.109
	US\$	814.441	1.820.611	3.498.579	6.972.126	5.167.639	6.853.925
	US\$/kwh	0,0136	0,0295	0,0447	0,0681	0,0530	0,0637
Distribución + Talleres	US\$						701.959
Energía Entregada a ELC	kwh	6.884.322	3.213.100	1.481.761	0	0	0
INDICES / TM	TM	525.057	414.522	474.607	608.426	572.300	670.000
Total General	US\$/TM	1,55	4,39	7,37	11,46	9,03	11,28

7.2.5 Equipos Mina

NUMERO DE EQUIPOS NECESARIOS

Flotas	GUARDIAS	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	Totales
Equipos Mina														
Scoops de 2.2 yds	3	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Scoops de 3.5 yd3 / 4.1 yd3	3	7	7	7	7	7	8	8	8	8	8	8	8	8
Scoops de 6.0 yd3	3	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
Camiones Dumper	3	1	1	1	1	1	1	1	1	2	2	2	2	2
Camiones Volvo Mina	3	12	14	14	15	15	15	16	16	16	16	16	16	16
Jumbos de Avance	3	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
Jumbos de Sostenimiento	3	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
Equipos Auxiliares Mina	3		1	1	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Sub Total Equipos Mina		35	38	38	40	40	41	42	42	43	43	43	43	43
Equipos Servicios Auxiliares														
Utilitario 004-008	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Camion Lubricador 004-009		1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Cargador frontal CAT 966F 002-043	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Cargador frontal CAT 966F 002-045	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Cargador frontal CAT 966H 002-046	3	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Cargador frontal CAT 966C 002-047	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Tractor D8L 507-008	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Tractor D5C 507-010	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Tractor D6R 507-011	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Tractor D6R 507-012	1	1	1	1	1									1
Motoniveladora 120G 507-032	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Motoniveladora CAT 120H 507-033	1	1	1	1	1									1
Compresoras		6	6	6	6	6	7	7	7	7	7	7	7	7
Sub Total Equipos Servicio Auxiliares		18	18	18	18	16	17	17	17	17	17	17	17	19
Total Equipos		53	56	56	58	56	58	59	59	60	60	60	60	62

HORAS DE OPERACIÓN DE EQUIPOS (Hrs)

Flotas	GUARDIAS	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	totales Hora
Equipos Mina														
Scoops de 2.2 yds	3	465	435	465	450	465	450	465	465	450	465	450	465	5,490
Scoops de 3.5 yd3 / 4.1 yd3	3	3,162	2,958	3,162	3,060	3,162	3,510	3,627	3,627	3,510	3,627	3,510	3,627	40,542
Scoops de 6.0 yd3	3	2,139	2,001	2,139	2,070	2,139	2,070	2,139	2,139	2,070	2,139	2,070	2,139	25,254
Camiones Dumper	3	465	435	465	450	465	450	465	465	900	930	900	930	7,320
Camiones Volvo Mina	3	5,487	6,061	6,479	6,720	6,944	6,720	7,409	7,409	7,170	7,409	7,170	7,409	82,387
Jumbos de Avance	3	1,860	1,740	1,860	1,800	1,848	1,800	1,860	1,860	1,800	1,860	1,800	1,860	21,948
Jumbos de Sostenimiento	3	1,302	1,218	1,302	1,260	1,302	1,260	1,302	1,302	1,260	1,302	1,260	1,302	15,372
Equipos Auxiliares Mina	3	0	348	372	720	744	720	744	744	720	744	720	744	7,320
Sub Total Equipos Mina		14,880	15,196	16,244	16,530	17,069	16,980	18,011	18,011	17,880	18,476	17,880	18,476	205,633
Equipos Servicios Auxiliares														
Utilitario 004-008	1	310	290	310	300	310	300	310	310	300	310	300	310	3,660
Camion Lubricador 004-009		310	290	310	300	310	300	310	310	300	310	300	310	3,660
Cargador frontal CAT 966F 002-043		248	232	248	240	248	240	248	248	240	248	240	248	2,928
Cargador frontal CAT 966F 002-045		248	232	248	240	248	240	248	248	240	248	240	248	2,928
Cargador frontal CAT 966H 002-046		465	435	465	450	465	450	465	465	450	465	450	465	5,490
Cargador frontal CAT 966C 002-047		372	348	372	360	372	360	372	372	360	372	360	372	4,392
Tractor D8L 507-008	2	155	145	155	150	155	150	155	155	150	155	150	155	1,830
Tractor D5C 507-010	1	372	348	372	360	372	360	372	372	360	372	360	372	4,392
Tractor D6R 507-011	1	202	189	202	195	202	195	202	202	195	202	195	202	2,379
Tractor D6R 507-012	1	248	232	248	240	0	0	0	0	0	0	0	0	968
Motoniveladora 120G 507-032	3	186	174	186	180	186	180	186	186	180	186	180	186	2,196
Motoniveladora CAT 120H 507-033	1	310	290	310	300	0	0	0	0	0	0	0	0	1,210
Compresoras		2,790	2,610	2,790	2,700	2,790	3,150	3,255	3,255	3,150	3,255	3,150	3,255	36,150
Sub Total Equipos Servicio Auxiliares		6,216	5,815	6,216	6,015	5,658	5,925	6,123	6,123	5,925	6,123	5,925	6,123	72,183
Total Operadores		21,096	21,011	22,460	22,545	22,727	22,905	24,134	24,134	23,805	24,599	23,805	24,599	277,816

7.3 Presupuesto Operativo 2008

El presupuesto operativo fue elaborado por cada área y/o centro de costo liderados por las Gerencias de Operaciones, Administración y Finanzas. A continuación se puede apreciar los costos de las áreas principales de la empresa, donde es notorio el peso del costo de mina en el presupuesto operativo (unidad San Vicente) debido principalmente por los costos de servicios bombeo y sostenimiento.

Costos

RESUMEN DE COSTOS POR AREAS US \$	SAN IGNACIO DE MOROCOCHA S.A.				PLAN DE OPERACIONES 2008	
	1er Trim.	2er Trim.	3er Trim.	4er Trim.	Total 2008	US\$/TMS
Costo de Mina	3.744.051	3.887.183	3.935.801	3.929.239	15.496.273	23,13
Costo de Planta	616.099	629.285	622.358	621.088	2.488.830	3,71
Costo Generacion Energia	482.246	954.819	2.113.040	928.077	4.478.183	6,68
Talleres de Mantenimiento	528.997	560.341	521.698	508.131	2.119.167	3,16
Servicios Generales	1.613.179	1.488.878	1.421.488	1.378.163	5.901.708	8,81
Desarrollos	459.974	464.883	454.521	465.878	1.845.257	2,75
TOTAL UNIDAD SAN VICENTE	7.444.546	7.985.389	9.068.906	7.830.577	32.329.418	48,25
Seguros	234.372	234.372	234.372	234.372	937.488	1,40
Gastos Oficina Lima	564.893	583.206	598.399	595.932	2.342.430	3,50
Gastos de Transporte Terrestre	454.669	529.919	543.082	541.271	2.068.940	3,09
Gastos de Distribucion	5.910	5.960	6.031	6.035	23.937	0,04
Gastos Financieros	131.807	245.862	265.693	297.208	940.570	1,40
Gastos/Ingresos Extraor.	60.000	60.000	60.000	91.380	271.380	0,41
SUB TOTAL SAN VICENTE - LIMA	8.896.197	9.644.709	10.776.482	9.596.775	38.914.163	58,08
Amortización	765.967	1.101.746	1.394.727	1.554.974	4.817.415	7,19
Depreciacion	1.646.518	1.684.623	1.722.729	1.760.834	6.814.704	10,17
COSTO TOTAL SIMSA	11.308.683	12.431.078	13.893.937	12.912.583	50.546.281	75,44

Estadística de los Costos Operativos

AREAS	TOTAL MILES DE US\$				
	2004	2005	2006	2007	2008 (Presup)
Mina	8.418	6.588	11.038	14.387	15.496
Planta	1.238	1.036	1.393	2.095	2.489
Energia	981	1.356	3.117	3.997	4.478
Talleres	1.298	1.281	1.646	2.876	2.119
S.Generales	1.743	1.484	2.493	5.225	5.902
Desarrollo	816	930	2.070	1.948	1.845
Total general	14.495	12.675	21.756	30.528	32.329

AREAS	UNITARIO : US\$ / TM				
	2004	2005	2006	2007	2008 (Presup.)
Mina	16,03	15,89	23,26	23,98	23,13
Planta	2,36	2,50	2,93	3,49	3,71
Energia	1,87	3,27	6,57	6,66	6,68
Talleres	2,47	3,09	3,47	4,80	3,16
S.Generales	3,32	3,58	5,25	8,71	8,81
Desarrollo	1,55	2,24	4,36	3,25	2,75
Total general	27,61	30,56	45,84	50,89	48,25
TMT	525.057	414.716	474.579	599.843	670.000

Principales Costos Unitarios del Presupuesto

Area	Rubro del Costo	Cantidad	US\$	Costo Unitario	Unidad
Mina	Preparación Cttas*	3.100	1.811.411	584,33	US\$/m
	Preparación Simsa*	3.850	1.718.244	446,30	US\$/m
	Explotación	670.000	7.137.740	10,65	US\$/t extraída
Planta	Tratamiento	670.000	2.488.830	3,71	US\$/t extraída
Exploraciones	Preparación	400	300.911	752,28	US\$/m
	Sondajes	8.000	761.193	95,15	US\$/m
	Cubicación de Reservas		1.845.257		US\$/t cubicada
Equipos	Scoop 2.2	9.150	61.470	6,72	US\$/hr
	Scoop 3.5 y 4.2	28.830	557.881	19,35	US\$/hr
	Scoop 6.0	25.254	646.895	25,62	US\$/hr
	Camión Dumper	5.490	123.264	22,45	US\$/hr
	Camión Volvo	80.626	1.376.890	17,08	US\$/hr
	Jumbos Avance	26.364	384.343	14,58	US\$/hr
	Jumbos Sostenimiento	15.372	215.816	14,04	US\$/hr
	Equipos Auxiliares				
	Utilitarios	7.320	98.608	13,47	US\$/hr
	Tractor	8.601	165.603	19,25	US\$/hr
Cargador	11.346	245.816	21,63	US\$/hr	
Motoniveladora	2.196	39.647	18,05	US\$/hr	
Energía	Generación Hidroeléctrica	54.880	971.045	17,69	US\$/Mwh
	Generación Térmica	10.532	2.709.788	257,30	US\$/Mwh
	Interconexión	53.159	3.323.590	62,52	US\$/Mwh
	Promedio Generación	118.571	704.424	59,07	US\$/Mwh

Presupuesto por Tipo de Gasto

Area	Grupo	Planillas	Materiales	Terceros	Equipos	Distribución	Total
Mina							
	Administración	1.609.850	201.230	934.962			2.746.042
	Preparación	505.131	2.299.041		725.483		3.529.655
	Explotación	729.396	1.807.940		4.600.404		7.137.740
	Serv. Auxiliares	500.258	545.577	116.149	464.423	420.425	2.046.831
Planta							
	Administración	236.306	8.712	269.433	44.640		559.091
	Chancado y Molienda	122.427	89.809	6.000	218.297		436.533
	Flotación y Espesamiento	142.012	905.133	6.000	135.210		1.188.355
	Carguio y Despacho	13.771	1.619	3.000			18.390
	Disposición de Relave	128.528	12.000	33.600	112.334		286.462
Energía							
	Generación Hidroeléctrica	234.045	40.000	109.000			383.045
	Generación Térmica	138.577	2.411.211	160.000			2.709.788
	Alquiler Hidro			588.000			588.000
	Interconectado	30.739		3.292.851			3.323.590
	A Proyectos					-2.526.241	-2.526.241
Talleres							
	Taller Planta Concentrador	226.035	7.920	60.000	18.890		312.845
	Taller Eléctrico Mina	310.625	12.693	129.657			452.975
	Taller Eléctrico Superficie	343.869	19.825	72.939			436.633
	Taller Electrónico	89.932	3.600				93.532
	Taller Mantenimiento	601.880	67.663	129.638	24.000		823.181
Servicios Generales							
	Gerencia de Operaciones	440.515	9.660	54.549			504.724
	Administración	718.778	21.380	481.323			1.221.481
	Servicios Generales Adm.	622.367	121.745	881.956	69.313		1.695.381
	Recursos Humanos	379.442	16.800	455.733			851.975
	Logística	492.208	14.903	117.853			624.964
	CPMA	343.861	87.443	407.488	200.397		1.039.189
Desarrollos							
	Administración	624.512	29.612	129.028			783.152
	Labores	63.468	237.443				300.911
	Sondajes	403.414		26.078	331.702		761.194
Total General		10.051.946	8.972.959	8.465.237	6.945.093	-2.105.816	32.329.418

▪ Ingresos

Sensibilidad del Presupuesto 2008 al Precio del Zinc.

ESCENARIOS:		Pesimista	Base	Optimista	Cash Cost
Precio Zn	\$ / TMF	1.900	2.200	2.500	1.503
Precio Pb	\$ / TMF	3.000	3.000	3.000	3.000
Produccion	TMS Conc Zn	70.125	70.125	70.125	70.125
Ventas	US\$	48.731.509	56.276.594	63.821.680	38.749.361
Utilidad Neta	US\$	(1.750.132)	2.907.954	6.777.339	(11.632.459)
Flujo de Operaciones 2008	US\$	13.656.116	19.571.919	25.584.835	5.562.550
Inversiones	US\$	26.708.492	26.708.492	26.708.492	26.708.492
Inversiones Financiadas con Leasing	US\$	3.080.378	3.080.378	3.080.378	3.080.378
Desembolso de Prestamos L.P.	US\$	12.305.000	12.305.000	12.305.000	12.305.000
Amortización de deuda	US\$	8.139.933	5.780.464	2.657.189	7.525.363
Saldo final de caja	US\$	(8.834.458)	(3.383.182)	2.165.207	(16.313.455)

ANALISIS DE SENSIBILIDAD: Cotiz. Zn

ESCENARIOS

EN US \$	Pesimista	Moderado	Optimista	Cash Cost
Proyeccion Precio Zinc LME/ TMF	1.900	2.200	2.500	1.503
Proyeccion Precio Pb (US \$/TMF)	3.000	3.000	3.000	3.000
Proyeccion Ventas	48.731.509	56.276.594	63.821.680	38.749.361
Costo de Ventas	30.494.972	30.482.523	30.482.523	30.482.523
Gasto de Transporte	2.068.940	2.068.940	2.068.940	2.068.940
Gastos de Distribución	23.937	23.937	23.937	23.937
Cargos Directos:	16.953.223	17.028.674	17.028.674	17.028.674
- Desarrollo SV	1.845.257	1.845.257	1.845.257	1.845.257
- Amortización	4.817.415	4.817.415	4.817.415	4.817.415
- Gastos Oficina Lima	2.266.980	2.342.430	2.342.430	2.342.430
- Depreciación	6.814.704	6.814.704	6.814.704	6.814.704
- Seguros	937.488	937.488	937.488	937.488
- Gastos /IngresosExtraordinarios	271.380	271.380	271.380	271.380
Utilidad de Operacion	(809.562)	6.672.520	14.129.707	(10.691.889)
Gastos Financieros (neto)	940.570	940.570	940.570	940.570
Utilidad Antes de Impuestos	(1.750.132)	5.731.950	13.189.137	(11.632.459)
Participaciones	0	885.360	1.893.571	0
Provision Impuesto a la Renta	0	1.938.636	4.518.226	0
UTILIDAD NETA	(1.750.132)	2.907.954	6.777.339	(11.632.459)

7.4 Proyectos de Inversión 2008

AREA	Proyectos 2008	Total	Total*
MINA	7,001,231	7,001,231	7,001,231
VENTILACIÓN MINA	128,000	128,000	128,000
ENERGÍA	2,382,463	2,382,463	2,382,463
PLANTA	130,000	130,000	130,000
MANTENIMIENTO	720,000	720,000	720,000
GEOLOGÍA	2,325,939	2,325,939	2,325,939
SEGURIDAD	-	-	-
MEDIO AMBIENTE	272,100	272,100	272,100
ADMINISTRACIÓN-INFORMATICA	175,000	175,000	175,000
ACT FIJ MENORES	111,850	111,850	111,850
EQUIPOS NUEVOS SIMSA		2,635,000	
TOTAL	13,246,582	15,881,582	13,246,582

* *Financiado con recursos propios*

Detalle de los proyectos de Inversión por área

MINA	7,001,231
RAMPA 1150 TERCERA ETAPA	2,132,885
RAMPA 1010 TERCERA ETAPA	1,806,411
Galería 1135N con Energía	788,559
Desarenador 1170	665,893
Desarenador 1140 (Laboreo Minero)	71,742
Campana (2da Etapa)	605,093
Desmontera Papayal I etapa	356,909
Desmontera USA I etapa	232,028
Taller de maestranza Central (Obra civil, metalmecánica y eléctrica)	192,639
Entubado agua limpia 1455	149,072
ENERGÍA	2,382,463
Repotenciamiento S.E. CONDORCOCHA 138 / 60 KV - 20/25 MVA ELC / ECASA.	828,574
Ampliación potencia central térmica 2 MW	645,000
Optimización del sistema eléctrico y de telecomunicaciones	236,250
Optimizaciones Subestaciones San Vicente- Puntayacu	169,250
Línea 35 KV Hidromonobamba 13 KMS 2da. Terna	150,000
Repotenciamiento grupos hidráulicos	135,000
Extensión al Nv 1180 de Circuitos Mina Norte / Orcopunco-10KV	108,675
Reparación mayor del CAT 014 / 023	60,000
Estudio y supervisión de interconexión	49,714
GEOLOGÍA	2,325,939
Galería 1210 Nv 1370 (300m de laboreo, 4500m DDH, incluye energía)	338,419
Nv 1180 Gal 1135 (cámaras y DDH)	367,480
Nv 1870 Gal 340 S, incluye energía	1,570,040
Sellado de DDH	50,000
PLANTA CONCENTRADORA	130,000
Bombas centrífugas de sello seco	130,000
SEGURIDAD	-
	-
MEDIO AMBIENTE	272,100
Estabilización de taludes Qd Pyuntayacu	80,000
Biodiversidad de fauna y flora	17,000
Cierre progresivo de mina y campamentos	100,000
Recuperación ambiental de Cancha Sur y Chilpes	40,100
Reforestación protección ambiental de depósito de desmontes, relaves y residuos	35,000
ADMINISTRACION-INFORMATICA	175,000
People Soft I Fase (restante)	140,000
Gestión de RRHH	35,000

CAPITULO VIII

PLANEAMIENTO DE MEDIANO PLAZO

8.1 Supuestos técnicos y económicos de mediano plazo

Los escenarios se han considerado tomando como premisas variables relevantes para la empresa y si en el mediano plazo estos trabajos se realizan: Construcción del túnel de exploración, interconexión con el sistema eléctrico nacional y el crecimiento de Uncush Sur.

El estudio se ha realizado para el periodo comprendido del año 2009 al 2017.

El túnel de exploración de 7,5 Km. servirá además como drenaje de agua y para ventilación de la mina. La bocamina de inicio estará a una cota de 1070 msnm, estando cota de drenaje a la cota 1512msnm (Nivel 1455). El costo presupuestado para el proyecto es de aproximadamente US\$ 27MM; ya se cuentan con los estudios hídricos, geomecánicos y ambientales, por lo que, el arranque depende del financiamiento del proyecto.

La interconexión servirá para reemplazar la energía térmica que funciona a petróleo por la energía hidroeléctrica del sistema interconectado nacional reduciendo costos por Kwh., de operación y mantenimiento de los grupos electrógenos.

Uncush Sur es una zona nueva con grandes posibilidades de crecimiento, en la actualidad ya se tienen recursos y reservas indicadas del nivel 2230 al nivel 1870 y, ya se concluyo un túnel de exploración de 1300m en el nivel 1870 en el horizonte San Vicente con lo que este año y principios del 2009 se conocerá su verdadero potencial hacia el nivel 1455, sin embargo creemos que en esta área se cubicaran no menos de 1 MM de toneladas.

El precio del Zinc promedio para el periodo 2009 – 2017 considerado es de US\$ 1500 x t fina, y para el Plomo de US\$ 1800 x t. Los costos de producción, administración y ventas, impuestos, fletes, penalidades y maquilas, son proyectados y se ha tomado como referencia el año 2008 y están en US\$ constantes. Sin embargo la hoja excel permite cambiar tanto los precios de los metales, así como, los costos y las inversiones. Es importante acotar que los costos en el 2009 aumentan debido a la profundización de la mina que solo será hasta ese año para luego ir disminuyendo al mejorar la eficiencia en el manejo del agua.

8.2 Cuadros de Energía supuestos los escenarios

Los siguientes cuadros dan a conocer los consumos y los costos de la energía que la empresa necesitará dependiendo de la variable túnel y si se utiliza mas o menos energía térmica.

Costos Unitarios de Energía

Hidro Monobamba	0,0174	Us\$/Kw. Hr	17,40	Us\$/Mw.-H
Interconectado	0,1000	Us\$/Kw. Hr	100,00	Us\$/Mw.-H
Petróleo	0,2791	Us\$/Kw. Hr	279,10	Us\$/Mw.-H

Resultados	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
Tonelaje t con Túnel	670.000	621.329	691.617	637.612	654.650	653.264	661.808	671.482	704.110	659.739
Tonelaje t sin Túnel	670.000	621.329	691.617	637.612	454.650	523.264	564.095	546.482	587.717	513.389

SIN TÚNEL

POTENCIA SIMSA										
Año	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
Mw. (Sin Túnel)	13,50	14,50	15,50	16,50	17,50	18,50	19,50	20,50	21,50	22,50

CONSUMO ENERGÍA										
Total Mw.-h	121.808	130.831	139.853	148.876	157.899	166.922	175.945	184.967	193.990	203.013
Sin Interconexión										
Hidro	54.656	54.656	54.656	54.656	54.656	54.656	54.656	54.656	54.656	54.656
Interconexión	46.198	46.198	46.198	46.198	46.198	46.198	46.198	46.198	46.198	46.198
Petróleo	20.954	29.977	38.999	48.022	57.045	66.068	75.091	84.113	93.136	102.159
Con Interconexión										
Hidro	54.656	54.656	54.656	54.656	54.656	54.656	54.656	54.656	54.656	54.656
Interconectado	58.770	72.904	81.701	90.498	99.296	108.093	116.890	125.687	134.484	143.282
Petróleo	8.382	3.271	3.496	3.722	3.947	4.173	4.399	4.624	4.850	5.075

GASTO EN ENERGÍA										
Sin Túnel - Sin Interconexión	11.419.020	13.937.283	16.455.547	18.973.810	21.492.074	24.010.337	26.528.601	29.046.864	31.565.128	34.083.391
Costo operativo (US\$)	8.712.289	10.476.992	12.208.954	13.914.128	15.597.105	17.261.486	18.910.131	20.545.343	22.168.997	23.782.633
Inversiones (US\$)	2.706.731	3.460.291	4.246.593	5.059.683	5.894.969	6.748.852	7.618.470	8.501.521	9.396.131	10.300.758
Sin Túnel - Interconectado US\$/Mw. Hr										
Sin Túnel - Interconectado US\$/Mw. Hr	9.167.325	9.154.268	10.096.948	11.039.628	11.982.307	12.924.987	13.867.666	14.810.346	15.753.026	16.695.705
Costo operativo	6.994.329	6.881.485	7.491.284	8.095.727	8.695.731	9.292.018	9.885.157	10.475.611	11.063.753	11.649.892
Inversiones	2.172.995	2.272.784	2.605.664	2.943.901	3.286.576	3.632.969	3.982.509	4.334.735	4.689.273	5.045.813

COSTOS ANUALES US\$/t	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
Sin Túnel y sin Interconectado US\$/t	17,04	22,43	23,79	29,76	47,27	45,89	47,03	53,15	53,71	66,39
Costo Operativo	13,00	16,86	17,65	21,82	34,31	32,99	33,52	37,60	37,72	46,32
Inversiones	4,04	5,57	6,14	7,94	12,97	12,90	13,51	15,56	15,99	20,06
Sin Túnel Interconectado US\$/t	13,68	14,73	14,60	17,31	26,36	24,70	24,58	27,10	26,80	32,52
Costo Operativo	10,44	11,08	10,83	12,70	19,13	17,76	17,52	19,17	18,82	22,69
Inversiones	3,24	3,66	3,77	4,62	7,23	6,94	7,06	7,93	7,98	9,83

CON TÚNEL										
POTENCIA SIMSA										
Año	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
MW (Con Tunel)	13,50	14,50	15,50	13,50	5,50	5,50	5,50	5,50	5,50	5,50
CONSUMO ENERGIA										
Total Mw-h	121.808	130.831	139.853	121.808	49.625	49.625	49.625	49.625	49.625	49.625
Sin Interconexión										
Hidro	54.656	54.656	54.656	54.656	37.219	37.219	37.219	37.219	37.219	37.219
Interconexión	46.198	46.198	46.198	46.198	9.925	9.925	9.925	9.925	9.925	9.925
Petróleo	20.954	29.977	38.999	20.954	2.481	2.481	2.481	2.481	2.481	2.481
Con Interconexión										
Hidro	54.656	54.656	54.656	54.656	37.219	37.219	37.219	37.219	37.219	37.219
Interconectado	58.770	72.904	81.701	64.107	9.925	9.925	9.925	9.925	9.925	9.925
Petróleo	8.382	3.271	3.496	3.045	2.481	2.481	2.481	2.481	2.481	2.481
GASTO EN ENERGIA										
Con Túnel - Sin Interconexión	11.419.020	13.937.283	16.455.547	11.419.020	2.332.642	2.332.642	2.332.642	2.332.642	2.332.642	2.332.642
Costo operativo	8.712.289	10.476.992	12.208.954	8.712.289	2.332.642	2.332.642	2.332.642	2.332.642	2.332.642	2.332.642
Inversiones	2.706.731	3.460.291	4.246.593	2.706.731	0	0	0	0	0	0
Con Túnel - Interconectado	9.167.325	9.154.268	10.096.948	8.211.589	2.332.642	2.332.642	2.332.642	2.332.642	2.332.642	2.332.642
Costo operativo	6.994.329	6.881.485	7.491.284	6.265.138	2.332.642	2.332.642	2.332.642	2.332.642	2.332.642	2.332.642
Inversiones	2.172.995	2.272.784	2.605.664	1.946.451	0	0	0	0	0	0
COSTOS ANUALES US\$/t										
Con Túnel sin Interconectado US\$/t	17,04	22,43	23,79	17,91	3,56	3,57	3,52	3,47	3,31	3,54
Costo Operativo	13,00	16,86	17,65	13,66	3,56	3,57	3,52	3,47	3,31	3,54
Inversiones	4,04	5,57	6,14	4,25	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Con Túnel Interconectado US\$/t.	13,68	14,73	14,60	12,88	3,56	3,57	3,52	3,47	3,31	3,54
Costo Operativo	10,44	11,08	10,83	9,83	3,56	3,57	3,52	3,47	3,31	3,54
Inversiones	3,24	3,66	3,77	3,05	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00

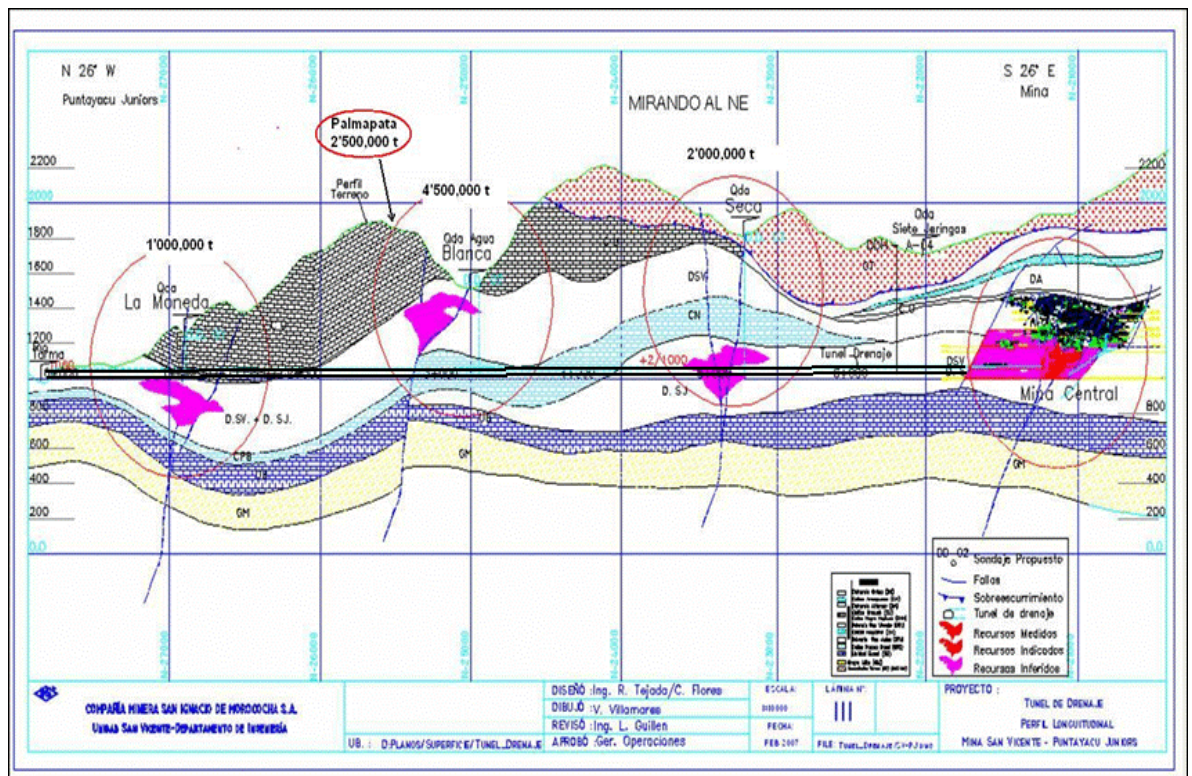
8.3 Túnel de Exploración y Drenaje

En el plan de expansión de la mina San Vicente esta la construcción de un túnel de exploración y drenaje. El túnel servirá para explorar la zona norte del yacimiento mineral San Vicente, el cual se le ha identificado como túnel Puntayacu y en donde, se han identificado zonas con afloramientos y litología similar a San Vicente en Palmapata, Quebrada Blanca y Quebrada Seca. El ingreso del túnel estará a la derecha de la desembocadura del río Puntayacu en el río Tarma. La cota de ingreso es de 1070 msnm. El túnel tendrá 7,5 km de longitud total, en el tramo de Puntayacu a San Vicente 6,5 km, la diferencia completada por las operaciones de la

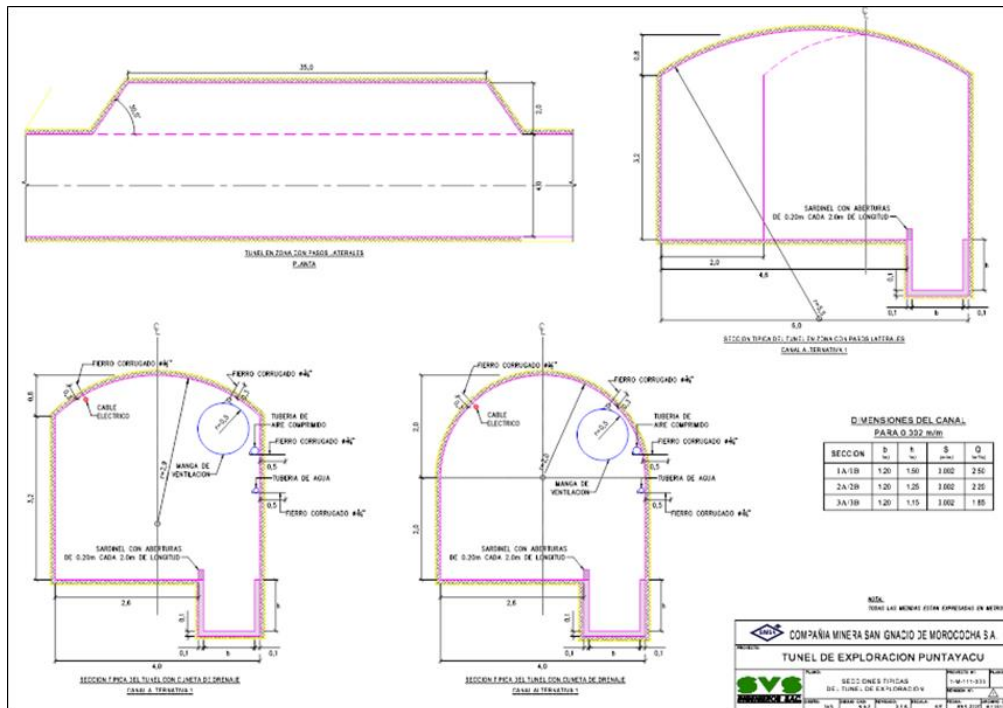
mina que vienen de sur a norte. La sección será de 4m x 4m, con pendiente de 2 por mil. Cada 800 m se construirán estaciones de paso que luego servirán como cámaras de exploración y refugio. Se ha estimado que durante la fase de construcción del túnel fluirán aproximadamente 1250 l/s a 1500 l/s por lo que se ha previsto construir una cuneta rectangular que pueda transportar un caudal máximo de 2500 l/s.

A la salida del túnel se contará con dos pozas sedimentadoras de 70 m x 25 m y 2,5 m de profundidad, con el objetivo de captar los sedimentos provenientes de la fase de construcción y luego de los de la operación futura. El uso será alternativo, una estará en uso y la otra en limpieza o stand by. También se ha previsto la construcción de un botadero de desmontes para el material extraído del túnel. El costo de la inversión incluidos estudios esta alrededor de los US\$ 27'000,000.

Corte longitudinal de la litología que atravesará el túnel



Secciones típicas del diseño del túnel



8.4 Escenarios

Los escenarios propuestos son los siguientes:

- Escenario 01: Sin Túnel, sin interconexión
- Escenario 02: Sin túnel, con interconexión
- Escenario 03: Con túnel, sin interconexión
- Escenario 04: Con túnel, con interconexión
- Escenario 05: Sin túnel, con interconexión, incremento de 01 millón de toneladas de reservas en Uncush Sur.
- Escenario 06: Con túnel, con interconexión, incremento de 01 millón de toneladas de reservas en Uncush Sur.
- Escenario 07: Sin Túnel, sin interconexión, incremento de 01 millón de toneladas de reservas Uncush Sur

Escenario 01: SIN TUNEL, SIN INTERCONEXION

SECUENCIA DE MINADO 2008 - 20017 / CASH FLOW (SIN TUNEL - Sin Interconexión)										
Resultados	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
Tonelaje TM	670.000	621.329	691.617	637.612	454.650	523.264	564.095	546.482	587.717	513.389
%Zinc	7,0	8,1	7,9	8,6	8,6	8,5	8,1	7,9	7,5	7,7
% Plomo	0,5	0,5	0,5	0,6	0,6	0,7	0,5	0,5	0,5	0,5
Recuperacion Zinc %	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5
Recuperacion Plomo %	62	62	62	62	62	62	62	62	62	62
Ley Conc Zinc %	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5
Ley Conc Plomo %	58	58	58	58	58	58	58	58	58	58
Concentrado Zinc TM	70.143	74.646	81.030	81.930	58.257	66.541	68.147	64.446	65.646	58.934
Concentrado Plomo TM	3.698	3.116	3.964	4.062	2.707	3.901	3.259	3.106	3.015	2.863
VPT US\$/T	80,8	59,8	58,8	64,5	64,1	64,4	60,5	59,1	55,8	57,6
Costos Total US\$	58,0	60,8	59,2	61,9	72,4	70,8	73,9	78,1	77,7	87,7
Resultado Operativo	22,8	-1,0	-0,5	2,6	-8,3	-6,4	-13,4	-19,0	-21,9	-30,1
Inversiones US\$/t.	13,8	6,7	6,0	7,7	7,5	7,3	6,7	6,9	6,0	6,9
Resultado Economico US\$/t.	9,00	-7,65	-6,45	-5,10	-15,73	-13,61	-20,15	-25,95	-27,93	-37,02
Resultado Economico US\$	6.031.207	(4.751.997)	(4.463.526)	(3.254.289)	(7.151.957)	(7.123.802)	(11.369.122)	(14.181.116)	(16.414.707)	(19.008.165)
Resultado Acumulado US\$	6.031.207	1.279.209	(3.184.317)	(6.438.606)	(13.590.562)	(20.714.364)	(32.083.486)	(46.264.602)	(62.679.309)	(81.687.475)
Tasa	10%									
VPN	(39.222.256)									

Inversiones	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
Uncush										
Exploracion	1.500.000	500.000	500.000	500.000	250.000	250.000	250.000	250.000	0	0
Infraestructura	900.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000
Equipos										
SUR										
Exploracion	250.000	250.000	250.000							
Infraestructura										
Energia										
Equipos										
NORTE										
Exploracion	900.000	500.000	500.000	500.000	250.000	250.000	250.000	250.000	250.000	250.000
Infraestructura*	4.200.000	1.700.000	1.700.000	1.700.000	1.700.000	1.600.000	1.600.000	1.600.000	1.600.000	1.600.000
Energia	400.000	196.198	196.198	196.198	196.198	196.198	196.198	196.198	196.198	196.198
Equipos										
Otros	250.000									
Tunel de Exploracion y Drenaje										
Relavera				1.000.000						
Mantenimiento	850.000	500.000	500.000	500.000	500.000	1.000.000	1.000.000	1.000.000	1.000.000	1.000.000
Total	9.250.000	4.146.198	4.146.198	4.896.198	3.396.198	3.796.198	3.796.198	3.796.198	3.546.198	3.546.198

Escenario 02: SIN TUNEL, CON INTERCONEXION

SECUENCIA DE MINADO 2008 - 20017 / CASH FLOW (SIN TUNEL - Interconectado)										
Resultados	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
Tonelaje TM	670.000	621.329	691.617	637.612	454.650	523.264	564.095	546.482	587.717	513.389
%Zinc	7,0	8,1	7,9	8,6	8,6	8,5	8,1	7,9	7,5	7,7
% Plomo	0,5	0,5	0,5	0,6	0,6	0,7	0,5	0,5	0,5	0,5
Recuperacion Zinc %	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5
Recuperacion Plomo %	62	62	62	62	62	62	62	62	62	62
Ley Conc Zinc %	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5
Ley Conc Plomo %	58	58	58	58	58	58	58	58	58	58
Concentrado Zinc TM	70.143	74.646	81.030	81.930	58.257	66.541	68.147	64.446	65.646	58.934
Concentrado Plomo TM	3.698	3.116	3.964	4.062	2.707	3.901	3.259	3.106	3.015	2.863
VPT US\$/T	80,8	59,8	58,8	64,5	64,1	64,4	60,5	59,1	55,8	57,6
Costos Total US\$	55,5	55,0	52,4	52,8	57,2	55,5	57,9	59,7	58,8	64,0
Resultado Operativo	25,4	4,8	6,4	11,7	6,9	8,9	2,6	-0,6	-3,0	-6,5
Inversiones US\$/t.	16,6	10,3	9,7	12,2	14,6	14,1	13,7	14,8	13,9	16,6
Resultado Economico US\$/t.	8,80	-5,44	-3,33	-0,52	-7,68	-5,24	-11,13	-15,37	-16,93	-23,13
Resultado Economico US\$	5.899.167	(3.383.075)	(2.305.322)	(333.591)	(3.490.961)	(2.741.105)	(6.280.459)	(8.399.921)	(9.952.538)	(11.875.039)
Resultado Acumulado US\$	5.899.167	2.516.092	210.769	(122.822)	(3.613.782)	(6.354.887)	(12.635.346)	(21.035.268)	(30.987.805)	(42.862.845)
Tasa	10%									
VPN	(19.048.498)									

Inversiones	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
Uncush										
Exploracion	1.500.000	500.000	500.000	500.000	250.000	250.000	250.000	250.000	0	0
Infraestructura	900.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000
Equipos										
SUR										
Exploracion	250.000	250.000	250.000							
Infraestructura										
Energia										
Equipos										
NORTE										
Exploracion	900.000	500.000	500.000	500.000	250.000	250.000	250.000	250.000	250.000	250.000
Infraestructura	4.200.000	1.700.000	1.700.000	1.700.000	1.700.000	1.600.000	1.600.000	1.600.000	1.600.000	1.600.000
Energia	2.000.000	2.422.784	2.755.664	3.093.901	3.436.576	3.782.969	4.132.509	4.484.735	4.839.273	5.195.813
Equipos										
Otros	500.000									
Tunel de Exploracion y Drenaje										
Relavera				1.000.000						
Mantenimiento	850.000	500.000	500.000	500.000	500.000	1.000.000	1.000.000	1.000.000	1.000.000	1.000.000
Total	11.100.000	6.372.784	6.705.664	7.793.901	6.636.576	7.382.969	7.732.509	8.084.735	8.189.273	8.545.813

Escenario 03: CON TUNEL, SIN INTERCONEXION

SECUENCIA DE MINADO 2008 - 20017 / CASH FLOW (CON TUNEL - Sin Interconexión)

Resultados	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
Tonelaje TM	670.000	621.329	691.617	637.612	654.650	653.264	661.808	716.482	734.110	659.739
%Zinc	7,0	8,1	7,9	8,6	8,3	8,4	8,2	8,3	7,8	8,1
% Plomo	0,5	0,5	0,5	0,6	0,5	0,7	0,6	0,6	0,5	0,6
Concentrado Zinc TM	70.143	74.646	81.030	81.930	80.665	82.024	80.737	88.224	85.470	79.937
Concentrado Plomo TM	3.698	3.116	3.964	4.062	3.836	4.840	3.938	4.674	4.248	4.281
VPT US\$/T	80,8	59,8	58,8	64,5	61,7	63,6	61,2	62,0	58,4	61,0
Costos Total US\$	58,0	60,8	59,2	51,2	40,4	40,0	40,1	40,0	39,5	40,0
Resultado Operativo	22,8	-1,0	-0,5	13,3	21,3	23,6	21,0	22,0	18,9	21,0
Inversiones US\$/t.	19,4	17,9	16,0	19,4	8,2	5,7	5,7	5,2	4,8	5,3
Resultado Economico US\$/t.	3,40	-18,84	-16,51	-6,07	13,09	17,82	15,36	16,80	14,13	15,70
Resultado Economico US\$	2.281.207	(11.705.822)	(11.417.352)	(3.868.902)	8.568.801	11.643.574	10.163.821	12.037.421	10.374.514	10.360.546
Resultado Acumulado US\$	2.281.207	(9.424.615)	(20.841.967)	(24.710.869)	(16.142.068)	(4.498.494)	5.665.327	17.702.748	28.077.262	38.437.808
Tasa	10%									
VPN	12.297.538									

Inversiones	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
Uncush										
Exploracion	1.500.000	500.000	500.000	500.000	250.000	250.000	250.000	250.000	0	0
Infraestructura	900.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000
Equipos										
SUR										
Exploracion	250.000	250.000	250.000							
Infraestructura										
Energia										
Equipos										
NORTE										
Exploracion	900.000	500.000	500.000	500.000	250.000	250.000	250.000	250.000	250.000	250.000
Infraestructura	4.200.000	1.700.000	1.700.000	1.700.000	1.700.000	1.600.000	1.600.000	1.600.000	1.600.000	1.600.000
Energia	400.000	150.022	150.024	150.030	150.047	150.046	150.047	150.053	150.054	150.066
Equipos										
Otros	500.000									
Tunel de Exploracion y Drenaje	3.500.000	7.000.000	7.000.000	7.500.000	2.000.000					
Relavera				1.000.000						
Mantenimiento	850.000	500.000	500.000	500.000	500.000	1.000.000	1.000.000	1.000.000	1.000.000	1.000.000
Total	13.000.000	11.100.022	11.100.024	12.350.030	5.350.047	3.750.046	3.750.047	3.750.053	3.500.054	3.500.066

Escenario 04: CON TUNEL, CON INTERCONEXION

SECUENCIA DE MINADO 2008 - 20017 / CASH FLOW (CON TUNEL - Interconectado)										
Resultados	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
Tonelaje TM	670.000	621.329	691.617	637.612	654.650	653.264	661.808	716.482	734.110	659.739
%Zinc	7,0	8,1	7,9	8,6	8,3	8,4	8,2	8,3	7,8	8,1
% Plomo	0,5	0,5	0,5	0,6	0,5	0,7	0,6	0,6	0,5	0,6
Recuperacion Zinc %	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5
Recuperacion Plomo %	62	62	62	62	62	62	62	62	62	62
Ley Conc Zinc %	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5
Ley Conc Plomo %	58	58	58	58	58	58	58	58	58	58
Concentrado Zinc TM	70.143	74.646	81.030	81.930	80.665	82.024	80.737	88.224	85.470	79.937
Concentrado Plomo TM	3.698	3.116	3.964	4.062	3.836	4.840	3.938	4.674	4.248	4.281
VPT US\$/T	80,8	59,8	58,8	64,5	61,7	63,6	61,2	62,0	58,4	61,0
Costos Total US\$	55,5	55,0	52,4	47,0	39,4	38,7	37,8	37,4	37,2	37,3
Resultado Operativo	25,4	4,8	6,4	17,5	22,3	24,9	23,4	24,6	21,3	23,8
Inversiones US\$/t.	25,4	17,9	16,0	19,4	8,2	5,7	5,7	5,2	4,8	5,3
Resultado Economico US\$/t.	0,00	-13,05	-9,69	-1,90	14,12	19,17	17,70	19,33	16,49	18,48
Resultado Economico US\$	(833)	(8.110.303)	(6.699.669)	(1.208.634)	9.245.454	12.524.593	11.713.778	13.849.912	12.107.403	12.190.736
Resultado Acumulado US\$	(833)	(8.111.136)	(14.810.805)	(16.019.438)	(6.773.985)	5.750.609	17.464.386	31.314.298	43.421.701	55.612.437
Tasa	10%									
VPN	22.554.829									

Inversiones	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
Uncush										
Exploracion	1.500.000	500.000	500.000	500.000	250.000	250.000	250.000	250.000	0	0
Infraestructura	900.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000
Equipos	0									
SUR										
Exploracion	250.000	250.000	250.000							
Infraestructura	0									
Energia										
Equipos										
NORTE										
Exploracion	900.000	500.000	500.000	500.000	250.000	250.000	250.000	250.000	250.000	250.000
Infraestructura	6.200.000	1.700.000	1.700.000	1.700.000	1.700.000	1.600.000	1.600.000	1.600.000	1.600.000	1.600.000
Energia	2.400.000	150.011	150.011	150.013	150.019	150.018	150.018	150.019	150.019	150.023
Equipos										
Otros	500.000									
Tunel de Exploracion y Drenaje	3.500.000	7.000.000	7.000.000	7.500.000	2.000.000	0	0	0	0	0
Relavera	0	0	0	1.000.000	0	0	0	0	0	0
Mantenimiento	850.000	500.000	500.000	500.000	500.000	1.000.000	1.000.000	1.000.000	1.000.000	1.000.000
Total	17.000.000	11.100.011	11.100.011	12.350.013	5.350.019	3.750.018	3.750.018	3.750.019	3.500.019	3.500.023

Escenario 05: SIN TUNEL, CON INTERCONEXION mas INCREMENTO DE 01 MM de Toneladas

Uncush Sur.

SECUENCIA DE MINADO 2008 - 20017 / CASH FLOW (SIN TUNEL - Interconectado)										
Resultados	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
Tonelaje TM	670.000	681.329	831.617	767.612	574.650	643.264	684.095	666.482	707.717	633.389
%Zinc	7,0	8,0	7,8	8,4	8,4	8,4	8,0	7,8	7,5	7,7
% Plomo	0,5	0,5	0,5	0,6	0,5	0,7	0,5	0,5	0,5	0,5
Recuperacion Zinc %	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5
Recuperacion Plomo %	62	62	62	62	62	62	62	62	62	62
Ley Conc Zinc %	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5
Ley Conc Plomo %	58	58	58	58	58	58	58	58	58	58
Concentrado Zinc TM	70.143	81.341	96.652	96.436	71.648	79.932	81.538	77.837	79.036	72.324
Concentrado Plomo TM	3.698	3.437	4.712	4.756	3.349	4.542	3.901	3.747	3.656	3.505
VPT US\$/T	80,8	65,4	64,1	69,3	68,6	69,0	65,6	64,3	61,4	62,9
Costos Total US\$	55,5	50,3	43,4	43,2	46,5	45,9	47,3	49,5	49,5	53,4
Resultado Operativo	25,4	15,1	20,6	26,1	22,1	23,1	18,3	14,9	11,9	9,5
Inversiones US\$/t.	18,1	15,2	9,3	10,2	11,5	11,5	11,3	12,1	11,6	13,5
Resultado Economico US\$/t.	7,31	-0,11	11,38	15,91	10,52	11,60	7,03	2,74	0,33	-3,96
Resultado Economico US\$	4.899.167	(77.550)	9.461.296	12.211.420	6.047.201	7.464.202	4.811.358	1.828.491	232.350	(2.508.334)
Resultado Acumulado US\$	4.899.167	4.821.617	14.282.913	26.494.332	32.541.533	40.005.735	44.817.092	46.645.583	46.877.933	44.369.599
Tasa	10%									
VPN	30.260.315									

Inversiones	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
Uncush										
Exploracion	1.500.000	500.000	500.000	500.000	250.000	250.000	250.000	250.000	0	0
Infraestructura	900.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000
Tunel de Extraccion 1455	1.000.000	3.000.000	1.000.000							
Equipos		1.000.000								
SUR										
Exploracion	250.000	250.000	250.000							
Infraestructura										
Energia										
Equipos										
NORTE										
Exploracion	900.000	500.000	500.000	500.000	250.000	250.000	250.000	250.000	250.000	250.000
Infraestructura	6.200.000	1.700.000	1.700.000	1.700.000	1.700.000	1.600.000	1.600.000	1.600.000	1.600.000	1.600.000
Energia	2.400.000	2.422.784	2.755.664	3.093.901	3.436.576	3.782.969	4.132.509	4.484.735	4.839.273	5.195.813
Equipos										
Otros	500.000									
Tunel de Exploracion y Drenaje										
Relavera				1.000.000						
Mantenimiento	850.000	500.000	500.000	500.000	500.000	1.000.000	1.000.000	1.000.000	1.000.000	1.000.000
Total	14.500.000	10.372.784	7.705.664	7.793.901	6.636.576	7.382.969	7.732.509	8.084.735	8.189.273	8.545.813

**Escenario 06: CON TUNEL, CON INTERCONEXION mas INCREMENTO DE 01 MM de toneladas
Uncush Sur.**

SECUENCIA DE MINADO 2008 - 20017 / CASH FLOW (CON TUNEL - Interconectado)										
Resultados	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
Tonelaje TM	670.000	733.329	831.617	745.612	811.650	801.264	801.808	836.482	864.110	822.739
%Zinc	7,0	8,0	7,8	8,4	8,3	8,4	8,4	8,2	7,8	8,2
% Plomo	0,5	0,5	0,5	0,6	0,6	0,7	0,6	0,6	0,5	0,6
Recuperacion Zinc %	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5
Recuperacion Plomo %	62	62	62	62	62	62	62	62	62	62
Ley Conc Zinc %	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5
Ley Conc Plomo %	58	58	58	58	58	58	58	58	58	58
Concentrado Zinc TM	70.143	86.816	96.652	93.238	100.122	100.006	100.049	101.614	100.500	100.378
Concentrado Plomo TM	3.698	3.768	4.712	4.492	4.978	5.860	5.190	5.315	5.025	5.505
VPT US\$/T	80,8	64,9	64,1	68,9	68,1	69,4	69,0	67,2	64,2	67,6
Ventas	54.160.286	47.615.908	53.272.175	51.363.147	55.234.064	55.619.515	55.302.602	56.190.400	55.456.774	55.635.256
Costos Total US\$	55,5	49,6	42,9	39,0	32,9	32,9	31,2	31,1	30,9	30,7
Resultado Operativo	25,4	15,3	21,2	29,9	35,2	36,5	37,8	36,0	33,3	37,0
Inversiones US\$/t.	23,3	20,6	14,5	16,6	6,6	4,7	4,7	4,5	4,1	4,3
Resultado Economico US\$/t.	2,09	-5,30	6,64	13,34	28,60	31,86	33,12	31,55	29,24	32,71
Resultado Economico US\$	1.399.167	(3.885.304)	5.520.342	9.946.423	23.210.486	25.531.483	26.552.997	26.387.430	25.266.860	26.913.320
Resultado Acumulado US\$	1.399.167	(2.486.137)	3.034.205	12.980.629	36.191.114	61.722.598	88.275.594	114.663.025	139.929.884	166.843.204
Tasa	0									
VPN	84.853.455									

Inversiones	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
Uncush										
Exploracion	1.500.000	500.000	500.000	500.000	250.000	250.000	250.000	250.000	0	0
Infraestructura	900.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000
Tunel de Extraccion 1455	1.000.000	3.000.000	1.000.000							
Equipos	0	1.000.000								
SUR										
Exploracion	250.000	250.000	250.000							
Infraestructura	0									
Energia										
Equipos										
NORTE										
Exploracion	900.000	500.000	500.000	500.000	250.000	250.000	250.000	250.000	250.000	250.000
Infraestructura	6.200.000	1.700.000	1.700.000	1.700.000	1.700.000	1.600.000	1.600.000	1.600.000	1.600.000	1.600.000
Energia	2.400.000	150.011	150.011	150.013	150.019	150.018	150.018	150.019	150.019	150.023
Equipos										
Otros	500.000									
Tunel de Exploracion y Drenaje	3.500.000	7.000.000	7.000.000	7.500.000	2.000.000	0	0	0	0	0
Relavera	0	0	0	1.000.000	0	0	0	0	0	0
Mantenimiento	850.000	500.000	500.000	500.000	500.000	1.000.000	1.000.000	1.000.000	1.000.000	1.000.000
Total	18.000.000	15.100.011	12.100.011	12.350.013	5.350.019	3.750.018	3.750.018	3.750.019	3.500.019	3.500.023

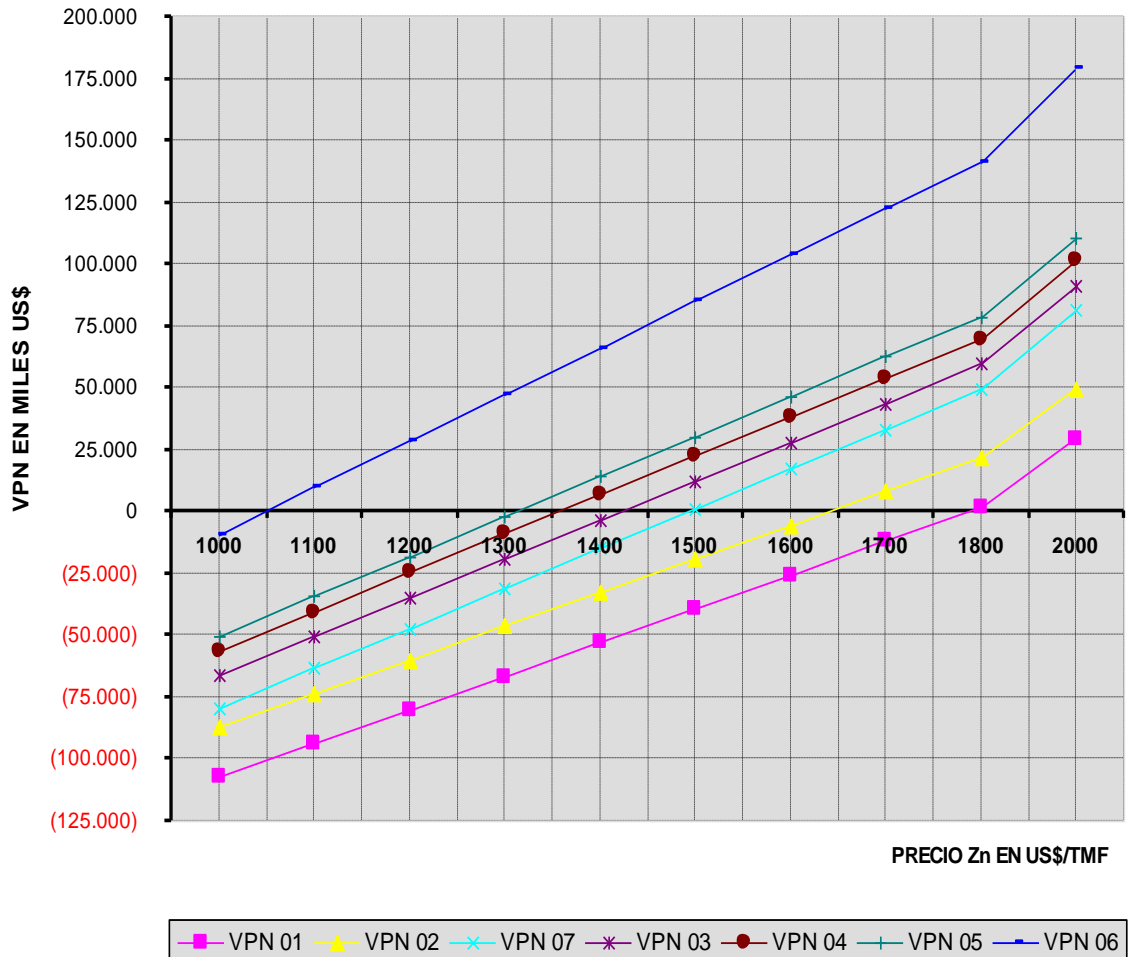
**Escenario 07: SON TUNEL, SIN INTERCONEXION más INCREMENTO DE 01 MM de toneladas
Uncush Sur.**

SECUENCIA DE MINADO 2008 - 2017 / CASH FLOW (SIN TUNEL - Sin Interconexión)										
Resultados	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
Tonelaje TM	670.000	681.329	831.617	767.612	574.650	643.264	684.095	666.482	707.717	633.389
%Zinc	7,0	8,0	7,8	8,4	8,4	8,4	8,0	7,8	7,5	7,7
% Plomo	0,5	0,5	0,5	0,6	0,5	0,7	0,5	0,5	0,5	0,5
Recuperacion Zinc %	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5	91,5
Recuperacion Plomo %	62	62	62	62	62	62	62	62	62	62
Ley Conc Zinc %	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5	61,5
Ley Conc Plomo %	58	58	58	58	58	58	58	58	58	58
Concentrado Zinc TM	70.143	81.341	96.652	96.436	71.648	79.932	81.538	77.837	79.036	72.324
Concentrado Plomo TM	3.698	3.437	4.712	4.756	3.349	4.542	3.901	3.747	3.656	3.505
VPT US\$/T	80,8	59,5	58,3	63,0	62,4	62,8	59,7	58,5	55,9	57,2
Costos Total US\$	58,0	53,7	46,7	49,0	54,4	55,0	58,4	61,3	61,8	68,2
Resultado Operativo	22,8	5,8	11,6	14,0	8,0	7,8	1,3	-2,8	-5,9	-10,9
Inversiones US\$/t.	13,8	6,8	6,8	7,7	6,1	6,1	5,5	5,7	5,0	5,6
Resultado Economico US\$/t.	9,00	-1,04	4,80	6,34	1,87	1,75	-4,21	-8,46	-10,92	-16,55
Resultado Economico US\$	6.031.207	(710.101)	3.988.074	4.868.582	1.076.877	1.125.031	(2.880.288)	(5.640.371)	(7.725.873)	(10.480.404)
Resultado Acumulado US\$	6.031.207	5.321.106	9.309.180	14.177.762	15.254.639	16.379.670	13.499.382	7.859.011	133.137	(10.347.267)
Tasa	10%									
VPN	1.094.876									

Inversiones	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
Uncush										
Exploracion	1.500.000	500.000	500.000	500.000	250.000	250.000	250.000	250.000	0	0
Infrestructura	900.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000	500.000
Tunel Extraccion 1455			1.000.000	1.000.000	100.000	100.000				
Equipos		500.000	500.000							
SUR										
Exploracion	250.000	250.000	250.000							
Infrestructura										
Energia										
Equipos										
NORTE										
Exploracion	900.000	500.000	500.000	500.000	250.000	250.000	250.000	250.000	250.000	250.000
Infrestructura*	4.200.000	1.700.000	1.700.000	1.700.000	1.700.000	1.600.000	1.600.000	1.600.000	1.600.000	1.600.000
Energia	400.000	196.198	196.198	196.198	196.198	196.198	196.198	196.198	196.198	196.198
Equipos										
Otros	250.000									
Tunel de Exploracion y Drenaje										
Relavera				1.000.000						
Mantenimiento	850.000	500.000	500.000	500.000	500.000	1.000.000	1.000.000	1.000.000	1.000.000	1.000.000
Total	9.250.000	4.646.198	5.646.198	5.896.198	3.496.198	3.896.198	3.796.198	3.796.198	3.546.198	3.546.198

8.5 Análisis de sensibilidad de los escenarios con respecto al precio del zinc

PRECIO	VPN 01	VPN 02	VPN 07	VPN 03	VPN 04	VPN 05	VPN 06
1000	(107.439)	(87.266)	(79.549)	(66.436)	(56.179)	(50.383)	(9.117)
1100	(93.796)	(73.622)	(63.420)	(50.690)	(40.432)	(34.255)	9.677
1200	(80.153)	(59.979)	(47.291)	(34.943)	(24.685)	(18.126)	28.471
1300	(66.509)	(46.335)	(31.163)	(19.196)	(8.939)	(1.997)	47.265
1400	(52.866)	(32.692)	(15.034)	(3.449)	6.808	14.132	66.059
1500	(39.222)	(19.048)	1.095	12.298	22.555	30.260	84.853
1600	(25.579)	(5.405)	17.224	28.044	38.302	46.389	103.647
1700	(11.935)	8.238	33.352	43.791	54.048	62.518	122.442
1800	1.708	21.882	49.481	59.538	69.795	78.647	141.236
2000	28.995	49.169	81.739	91.031	101.289	110.904	178.824



8.6 Conclusiones

- En el 2008, la empresa con los ajustes necesarios podrá mantenerse en azul debido a que los primeros 06 meses pacto precio por adelantado. Sin embargo, es el mediano plazo (2 a 5 años) lo que preocupa a la gerencia, ya que en este periodo, tendrán que revisarse por lo menos 2 de las 3 variables relevantes que en este trabajo se plantean, si queremos tener un plan de largo plazo: El túnel de exploración y drenaje, la Interconexión y, el incremento de 01 millón de reservas sobre el nivel de drenaje actual de la mina.
- Los escenarios muestran la necesidad de construir el túnel de exploración, es la mejor opción, no solo para confirmar recursos geológicos, sino que, ya no se tendría que depender de la interconexión eléctrica y se dejaría de consumir petróleo para aumentar la producción con el objetivo de reducir los costos fijos y ser competitivos.
- Las operaciones de Simsa están ubicadas prácticamente en un acuífero, ya que tanto la dolomía San Vicente así como la caliza neptuno son capaces de almacenar agua, drenar y transmitirla en grandes volúmenes. Al no tener un drenaje natural los costos se incrementan por el bombeo, la infraestructura y los equipos que se necesitan para esta labor; adicionalmente los costos también aumentan los costos por el sostenimiento adicional y oportuno que requieren las labores debido al contenido de agua de la roca. Otro problema es el incremento de los costos de mantenimiento de los equipos y la reducción de la vida de las llantas por corte prematuro debido al agua.
- El escenario 06 (Con Túnel, con interconexión y con un incremento de 01 millón de toneladas en Uncush), es un escenario de largo plazo y el mejor. A un precio promedio de US\$1100 por t fina, se obtendría un VPN de 10 millones a una tasa de 10%. El VPN para el plazo largo plazo es de 85 millones.
- El escenario 05 (Sin túnel, con interconexión y 01 millón de toneladas de Uncush) es el segundo mejor escenario con un VPN en el largo de 30,2 millones.

- El escenario 04 (Con túnel, con interconexión) no es viable en el corto plazo y mediano plazo, debido a los costos de inversión. En el largo plazo tiene un VPN de US\$ 22,5 millones, para una tasa de oportunidad de 10%.
- El escenario 03 (Con túnel, sin interconexión), no es viable en el corto y mediano plazo, sin embargo en el largo plazo si. VPN (10%) de 12,3 millones.
- El escenario 02 (Sin túnel, con interconexión), es viable en el corto plazo y parte del mediano plazo al precio promedio de largo plazo, pero a partir del 2011 no se podrá sostener. Si los precios de corto plazo se mantienen por debajo del precio considerado solo podrá seguir operando como máximo hasta el 2009.
- El escenario 01 (Sin túnel, sin interconexión), es el escenario actual y solo es viable a corto plazo hasta el 2009.
- El escenario 07 (Sin túnel, sin interconexión, con incremento de 01 millón toneladas en Uncush Sur), es el escenario más favorable para la empresa en el corto y mediano plazo y, puede generar la caja para construir el túnel que asegure el plazo; más aún, si tenemos en cuenta la coyuntura actual de inestabilidad financiera mundial y la recesión que afronta EEUU, es difícil que la empresa consiga financiamiento para la construcción del túnel. Por otro lado es posible que la interconexión se retrase, ya que también significa financiamiento. Además es posible porque ya hay sondajes diamantinos que han cortado mineral que faltaría confirmar con el laboreo minero y priorizar la exploración por debajo del nivel 1870 de esta zona.
- Los escenarios planteados demuestran la importancia de los costos en la minería que extrae productos commodities, que dependen del comportamiento del mercado y otros factores exógenos, tales como el nivel de inventarios, crecimiento de las grandes potencias, ingresos de nuevos proyectos grandes, salida o cierre de operaciones.
- Sin embargo, existen factores que si dependen de la empresa tales como aprovechar los ciclos de precios altos para contar con la infraestructura y recursos necesarios.
- En el caso de Simsa, la empresa ya paso por un periodo muy crítico.

CAPITULO IX

BIBLIOGRAFIA

Capdevila R., Megard F., Paredes J. and Vidal P. (1977) Le Batholite de San Ramon, Cordillera Orientale du Perou central. Geologische Rundschau, vol. 6, fasc. 2, pag. 434-446.

Dávila D., Fontboté L. y Febres O. Exploración y geología de la mina San Vicente (1999). Perú, Proexplo 1999.

Rosas S. Y Fonboté L. (1995) Evolución sedimentológica del grupo Pucará (Triásico superior inferior) en un perfil SW-Ne en el centro del Perú. Sociedad Geológica del Perú. Vol. Jubilar Alberto Benavides, pp. 279-309.

SIMSA (2001) Programa de exploraciones de la mina San Vicente. Departamento de Geología.

SIMSA (2007), Departamento de Geología, Estimación de Recursos y Reservas Minerales.

Informe Pincock, Auditoria de Reservas y Recursos SIMSA 2007.

Informe Consultora Estudios Mineros, Estimación de Recursos y reservas SIMSA 2007

Informe Presupuesto Operativo 2008, Área de Planeamiento SIMSA.

Informe SVS, Estudio Geomecánico 2007, asesoramiento para el sostenimiento de labores de la mina.

Estudio de Prefactibilidad, Proyecto Túnel de Exploración, SVS Consultores, Graña y Montero S.A.

Estudio Hidrogeológico, GWI – SVS.

Franklin J. Stermole, Colorado School Mines, Economic evaluation and investment decision methods.

Alan M. Bateman, Yacimientos de minerales de rendimiento económico.

ANEXOS

9.1 Secciones Regionales

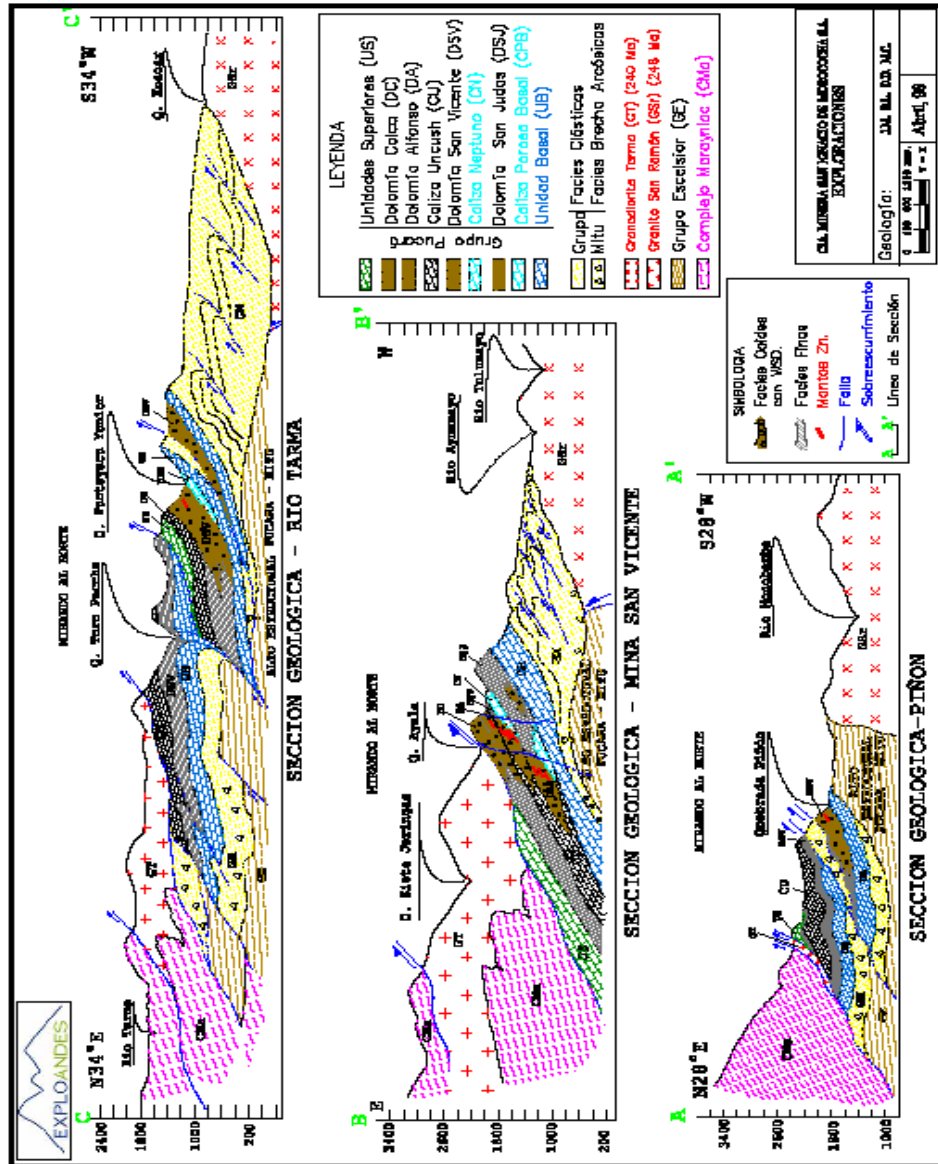
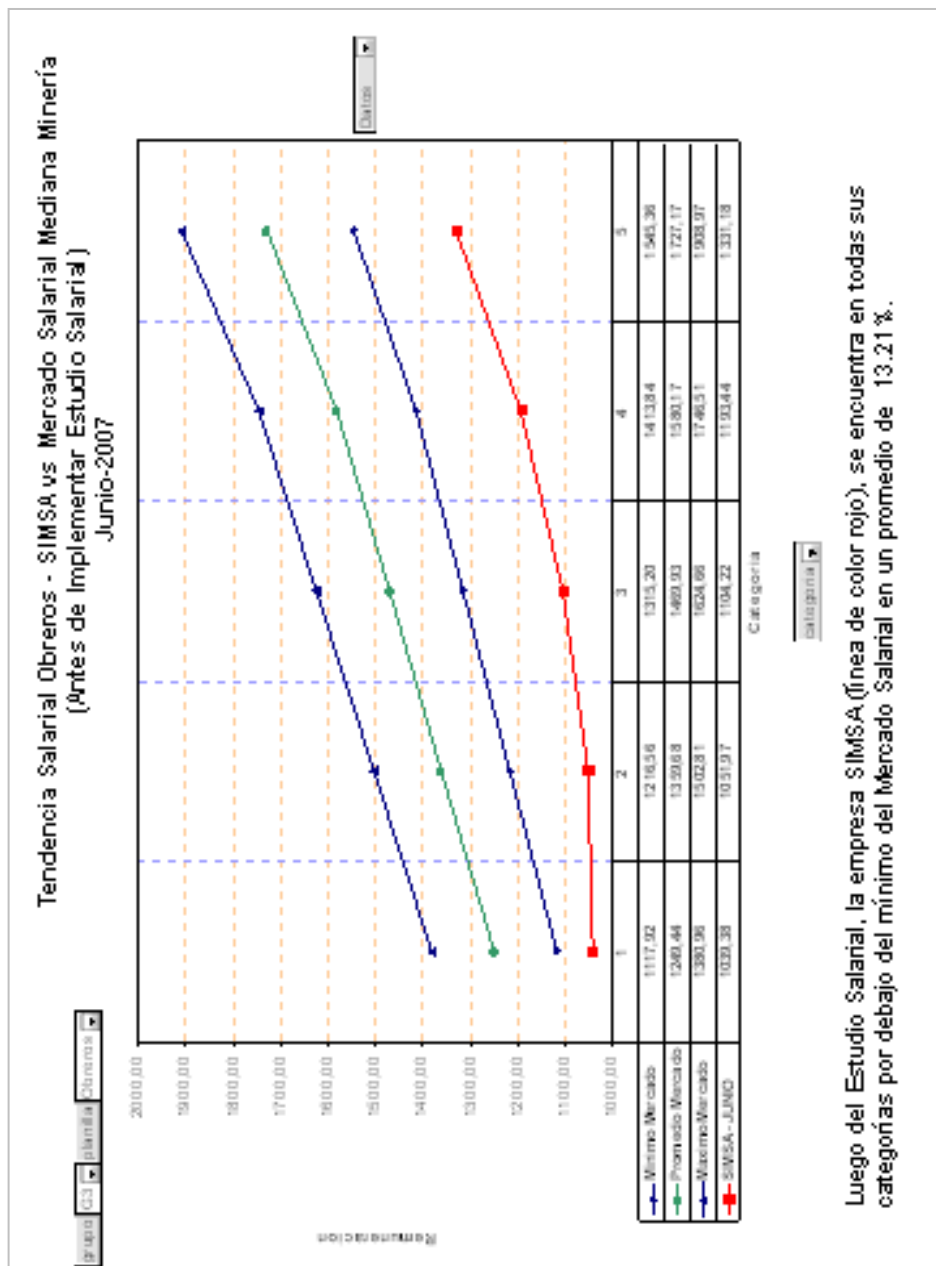


Fig.3 SECCIONES GEOLOGICAS REGIONALES

9.3 Estudio Salarial

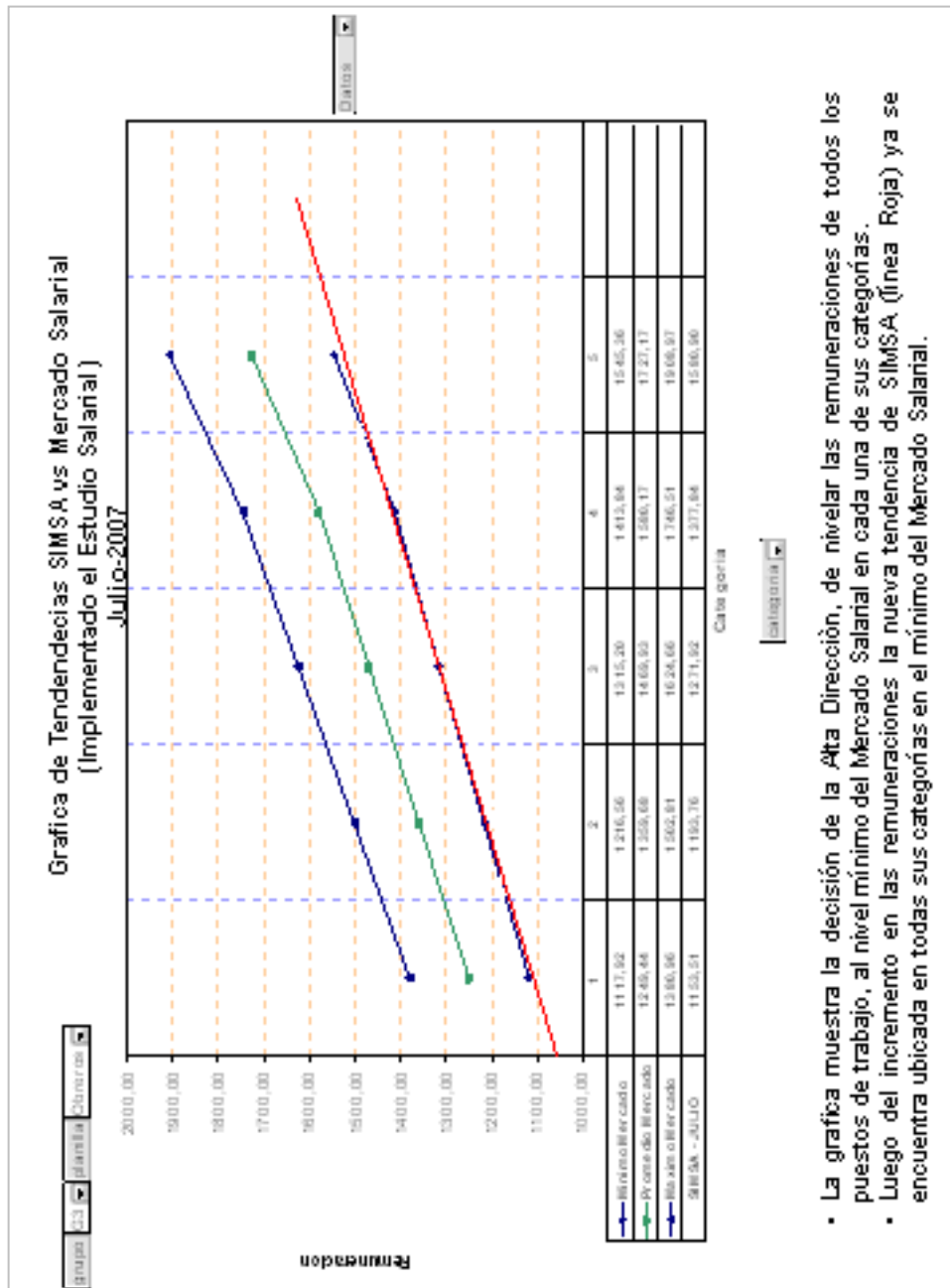
- Diagnóstico Grupo G3: Planilla Obreros

El grupo 3 se encuentra en todas sus categorías por debajo del mínimo del mercado salarial 13.21% en promedio.



Luego del Estudio Salarial, la empresa SIMSA (línea de color rojo), se encuentra en todas sus categorías por debajo del mínimo del Mercado Salarial en un promedio de 13.21 %.

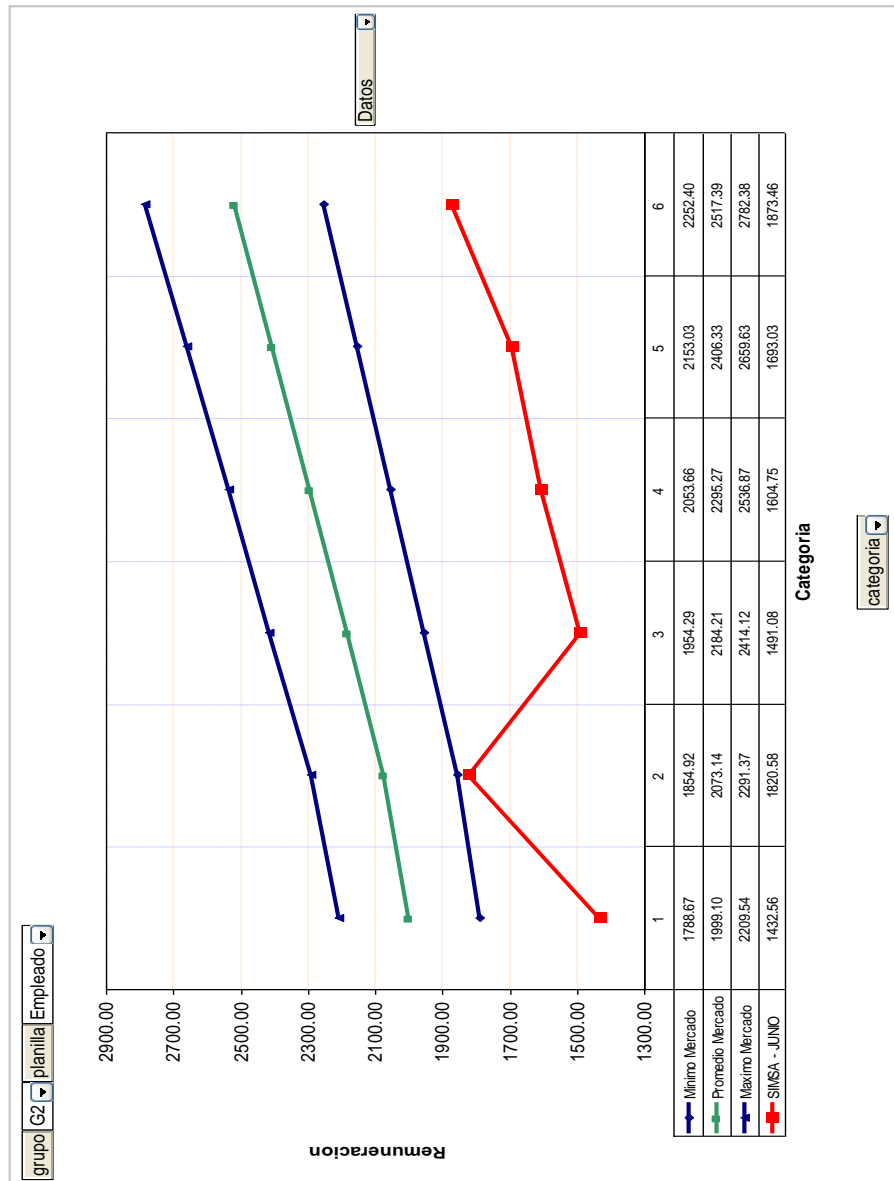
- Estudio Salarial: Implementación de Nueva estructura Salarial Grupo G3



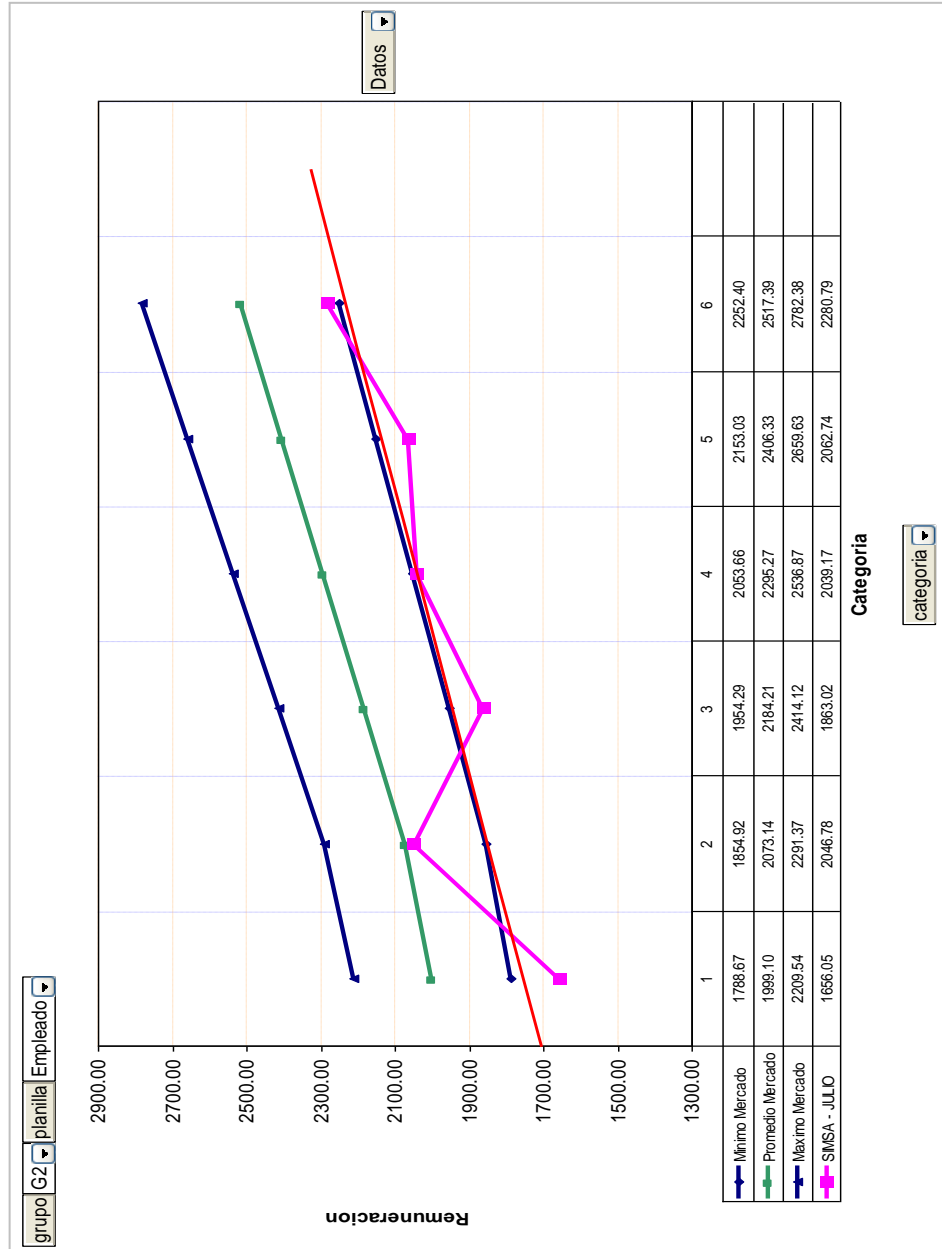
- La gráfica muestra la decisión de la Alta Dirección, de nivelar las remuneraciones de todos los puestos de trabajo, al nivel mínimo del Mercado Salarial en cada una de sus categorías.
- Luego del incremento en las remuneraciones la nueva tendencia de SIMSA (línea Roja) ya se encuentra ubicada en todas sus categorías en el mínimo del Mercado Salarial.

- Diagnóstico Grupo G2: Planilla Empleados

La gráfica muestra (línea roja), que el grupo 2 se encuentra en todas sus categorías, por debajo del mínimo del mercado salarial en un 17.60% a excepción de la categoría 2 que esta 2%.



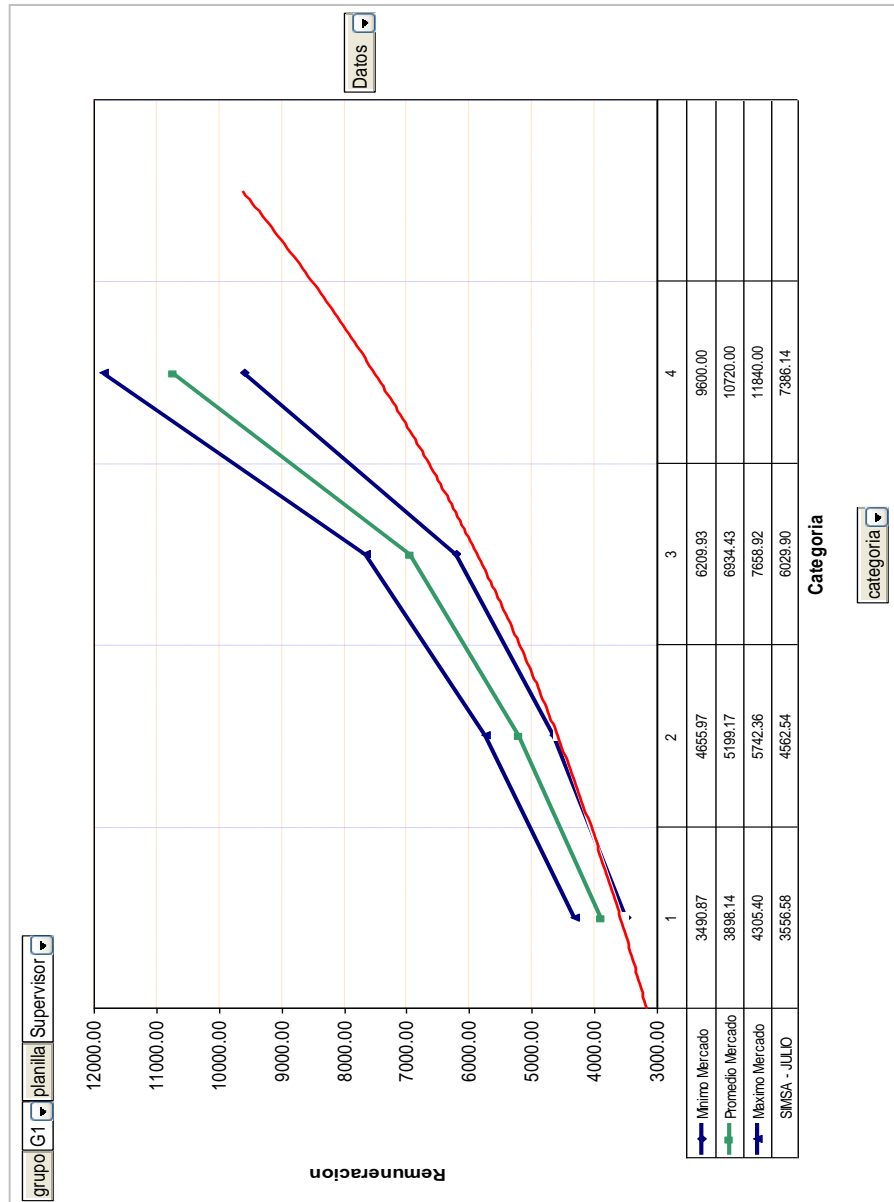
- Estudio Salarial: Implementación de Nueva estructura Salarial Grupo G2



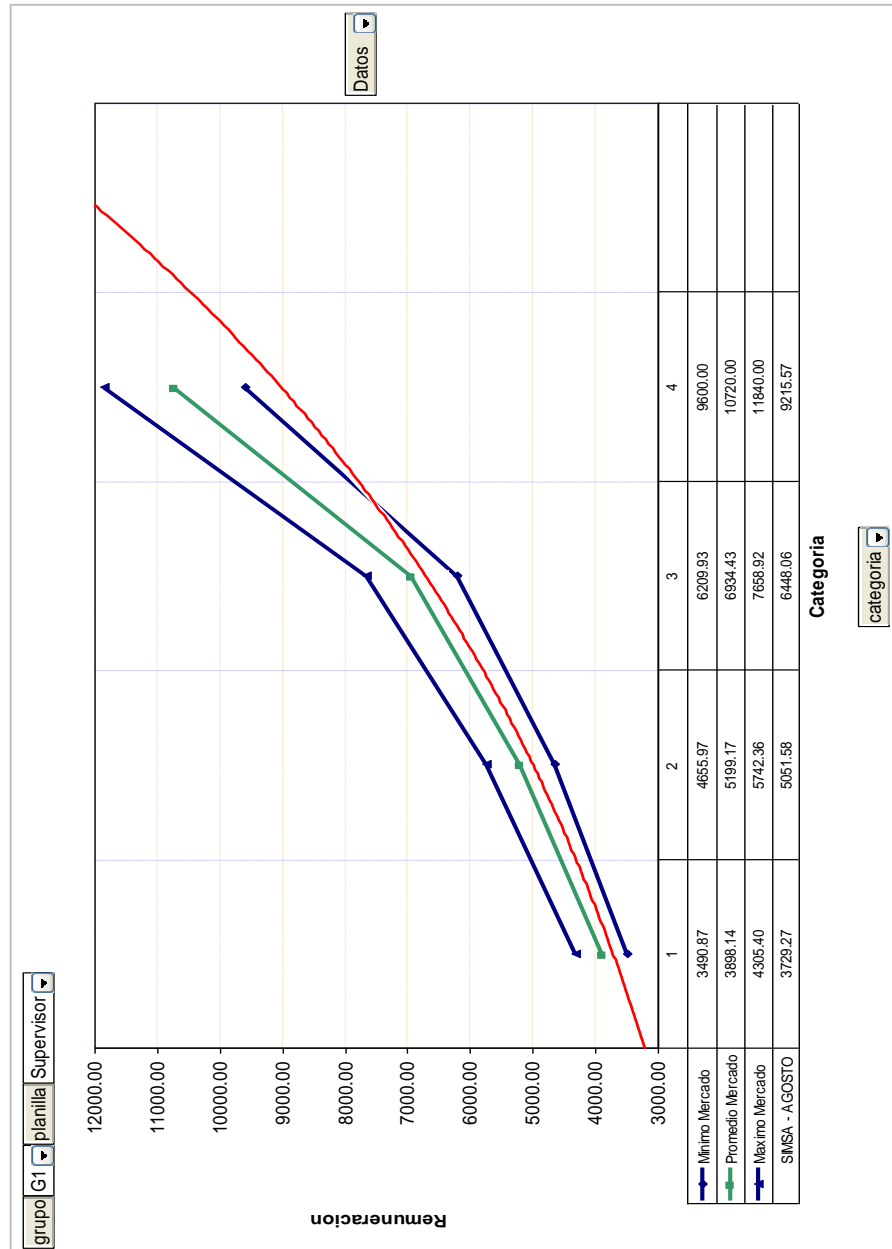
- Diagnóstico Grupo G1: Planilla Supervisores

En esta gráfica se muestra la supervisión hasta el nivel de jefatura de Departamento (Categoría 4).

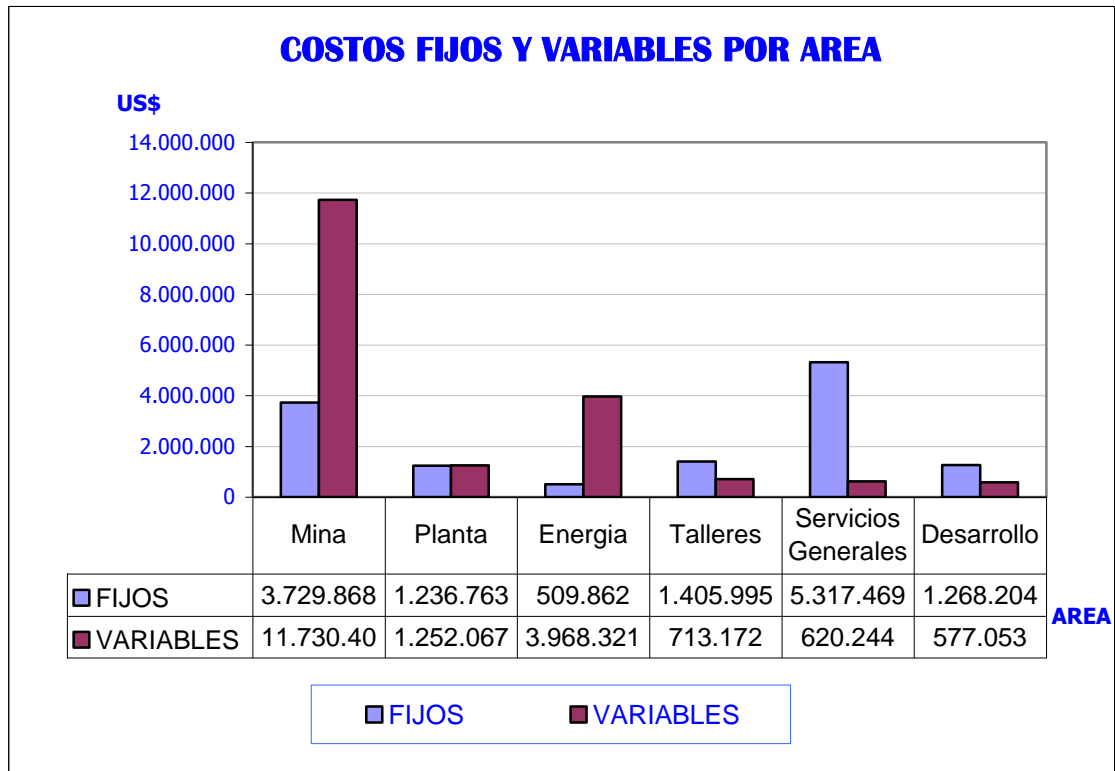
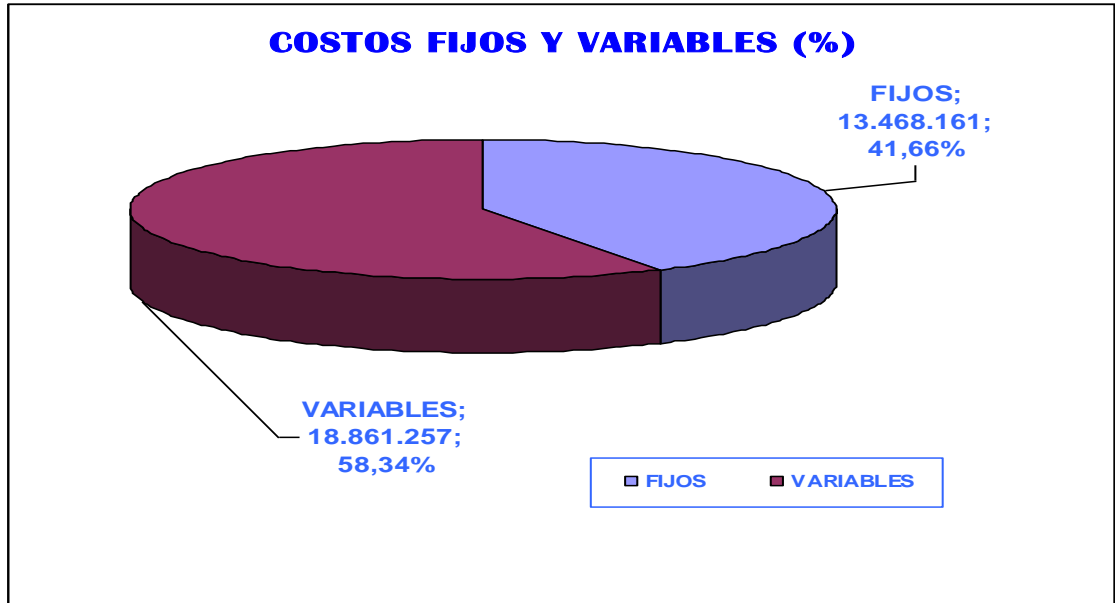
La curva de SIMSA (roja) muestra que las categorías 1 y 2 se encuentran ubicadas en el mínimo del mercado salarial, mientras que las categorías 3 y 4 correspondientes a Jefes de Sección y Jefes de departamento respectivamente están por debajo del mercado salarial. La categoría 3 esta 2.9% y la categoría 4 23%.



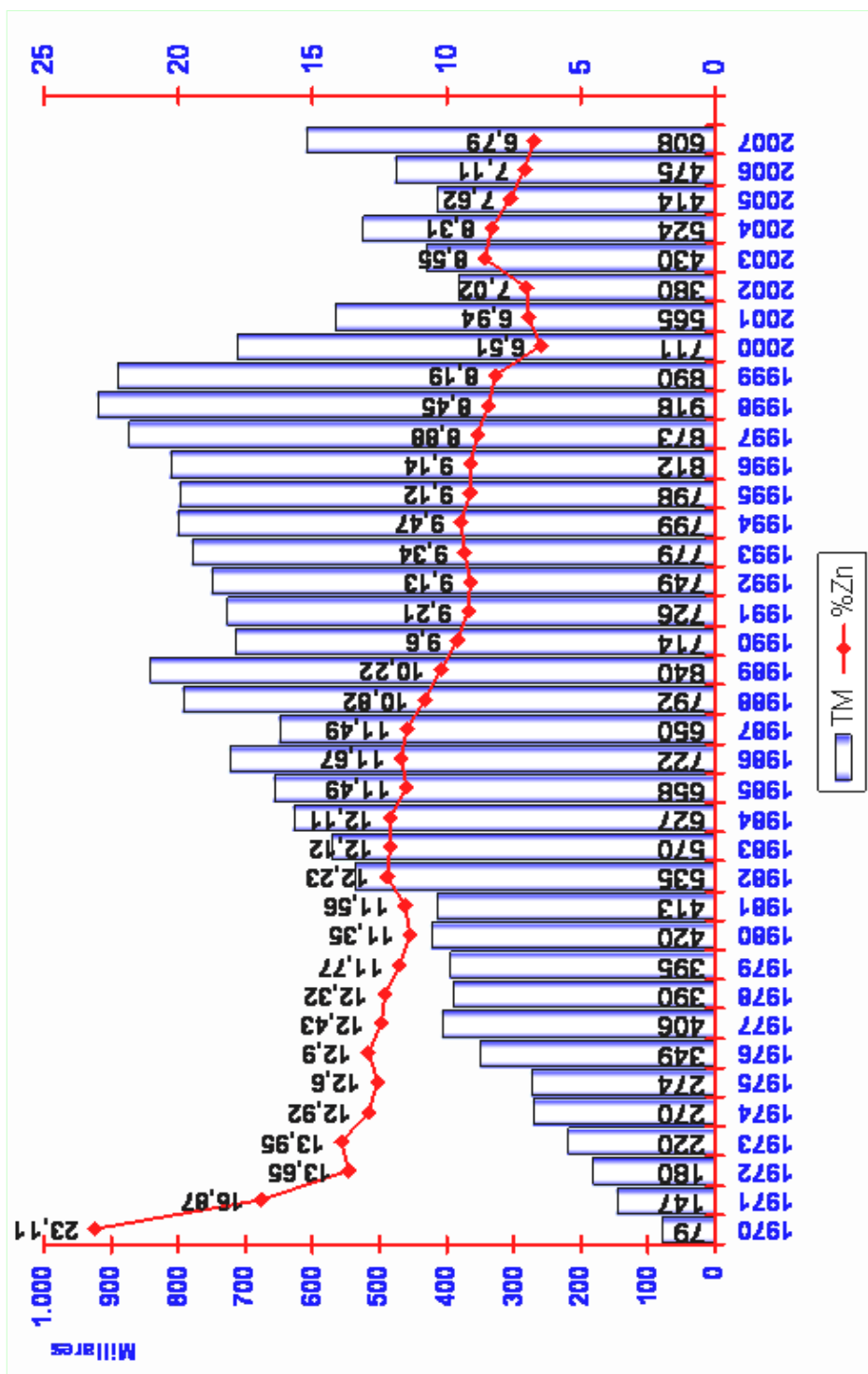
- Estudio Salarial: Implementación de Nueva estructura Salarial Grupo G1



9.4 Grafico de Costos: Fijos y Variables



9.5 Producción y Ley de Cabeza: 1970 – 2007



9.6 Plano de Uncush Sur

