

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA



ESTUDIO TECNICO ECONOMICO DEL PROYECTO DE EXPANSION MINA PACHAPAQUI

INFORME DE INGENIERIA

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

LUIS ALBERTO DAVILA QUISPE

Promoción 85-II

LIMA - PERU

1996

A mi madre Julia Guispe Ludeña, a mis hermanas Julia y Carmela Dávila y a la memoria de mi padre Luis Dávila, quienes inculcaron en mí el amor al trabajo, honradez y disciplina.

AGRADECIMIENTO

Deseo expresar mi profundo agradecimiento a la Gerencia General de la Minera Pachapaqui S.A. en especial a los Ingenieros Miguel Villegas Vergara - Gerente de Planificación y Rolando Tejada Zavala - Gerente de Operaciones, quienes me dedicaron su valioso tiempo y asesoría para que este trabajo pueda ser concluido.

También debo resaltar y agradecer la colaboración de mis antiguos profesores de la facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional de Ingeniería, por sus recomendaciones y consejos.

**"Estudio Técnico Económico del Proyecto
de Expansión Mina Pachapaqui"**

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

1.1	Antecedentes	1
1.2	Objeto y fines del Proyecto	2
1.3	Descripción del Proyecto	2
1.4	Ubicación y Acceso	2
1.4.1	Topografía y Clima	3
1.5	Recursos Naturales, Humanos y Energéticos	4

CAPITULO II

ESTUDIO DE MERCADO

2.1	Estudio de la Demanda	5
2.2	Estudio de la Oferta	8

CAPITULO III

ESTUDIO TECNICO

3.1	Geología General	12
3.2	Geología Local	14
3.3	Geología Estructural	15
3.4	Geología Económica	17
3.5	Geología Histórica	18

3.6	Mineralogía	23
3.7	Controles de Mineralización	25
3.8	Estructuras	30
3.9	Reservas Minerales	31
3.9.1	Muestreo	31
3.9.2	Inventario de Minerales y Estimado de Reservas	32
3.9.3	Potencial Minero del Yacimiento	34
3.9.4	Exploraciones y/o Desarrollos	34
3.10	Proceso de Producción	35
3.10.1	Aspectos Mineros	35
3.10.1.1	Sistema Actual de Minado	35
3.10.1.2	Parámetros de Diseño para la Expansión	39
3.10.1.3	Alternativas de Explotación Consideradas	40
3.10.1.4	Selección de Alternativas	41
3.10.1.5	Planeamiento de la Operación	44
3.10.1.6	Préminado	55
3.10.1.7	Desarrollo y Preparación durante la Operación	55
3.10.1.8	Selección y requerimiento de equipo	57
3.10.1.9	Ventilación	65
3.10.1.10	Programa de Producción Proyectado	66
3.10.2	Aspectos Metalúrgicos	67

3.10.2.1	Descripción del Proceso Actual de Tratamiento	67
3.10.2.2	Programa de ampliación de la planta concentradora	71
3.10.2.3	La Pre-concentración	72
3.10.2.4	Proceso de la pre-concentración..	73
3.10.3	Balace Metalúrgico Proyectado	76
3.11	Generación y Distribución de Energía	77
3.11.1	Operación Actual	77
3.11.1.1	Generación	77
3.11.1.2	Distribución Actual de Energía ..	77
3.11.2	Operación Proyectada	79
3.11.2.1	Nuevas cargas al Sistema (Mina-Planta)	79
3.11.2.2	Requerimientos	80

CAPITULO IV

INVERSION Y FINANCIAMIENTO

4.1	Inversión Fija	84
4.2	Estructura de Inversión y Financiamiento	87
4.3	Calendario de Inversiones, Desembolsos y Fuentes	87
4.4	Calendario de Ejecución Complementaria	88
4.5	Fuentes Alternativas de Financiamiento	89
4.6	Servicio de la Deuda	90

CAPITULO V

PRESUPUESTO DE INGRESOS Y COSTOS

5.1	Programa de Producción y Ventas durante la vida útil del Proyecto	91
5.2	Valorización del Producto	92
5.3	Costos de Producción	93
5.4	Depreciación	93

CAPITULO VI

EVALUACION FINANCIERA DEL PROYECTO

6.1	Estado de Ganancias y Pérdidas	94
6.2	Cuadro de Fuentes y Usos de Fondos	95
6.3	Efecto Incremental del Proyecto	96
6.4	Evaluación Económica - Financiera	97
6.4.1	Valor Actual neto y Tasa Interna de Retorno Económico	98
6.4.2	Valor Actual neto y Tasa Interna de Retorno Financiero	98
6.5	Análisis de Sensibilidad	100
6.6	Análisis de Riesgo	104

ANEXOS:

Anexo 1	Programa de Exploraciones y/o Desarrollos Zona Amelia = Mantos Año 1992	113
---------	---	-----

Anexo 2	Programa de Exploraciones y/o Desarrollos Zona Arabia Año 1992	114
Anexo 3	Cálculo teórico de Velocidad de penetración perforadoras hidráulicas - Hydrastar 300 (SECOMA)	115
Anexo 4	Valorización del Mineral Actual	117
Anexo 5	Costo de Producción Proyectado	120
Conclusiones y Recomendaciones		121
Bibliografía		125

PLANOS:

Plano N° 1:	Plano de Ubicación Pachapaqui
Plano N° 2:	Geología Superficial Escala 1/5,000
Plano N° 3:	Columna Estratigráfica Tentativa Escala 1/5,000
Plano N° 4:	Manto Esperanza Escala 1/1,000
Plano N° 5:	Manto Intermedio Escala 1/1,000
Plano N° 6:	Manto Matter Escala 1/1,000
Plano N° 7:	Método de Explotación-Desarrollo de Rampas y By-Pass Escala 1/250

Plano N° 8:	Método de Explotación-Desarrollo de Cámaras; Ventanas y Chimeneas Escala 1/250
Plano N° 9:	Método de Explotación-Desarrollo en Sección Vertical Escala 1/250
Plano N° 10:	Método de Explotación en Ventanas Escala 1/250
Plano N° 11:	Flow Sheet Planta Concentradora Sin Escala
Plano N° 12:	Wemco HMS Flowsheet Sin Escala
Plano N° 13:	Ubicación de Centrales Hidroeléctricas y Represas Escala 1/25,000

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

1.1 Antecedentes.-

La Compañía Minera Pachapaqui, se encuentra en crecimiento permanente, con incremento de producción anual. Sus planes y programas de producción están proyectadas hasta el año 2,000 donde alcanzará 10'000,000 TMS de reservas de Mineral, Producción anual de 1'000,000 TMS/año, con generación de energía hidroeléctrica de 6,000 Kw y dará ocupación permanente aun total de 1,000 trabajadores, con alto nivel de vida.

Para sus operaciones utiliza créditos y aporte propio con estructura financiera de 30% a 70%. Es serio en el cumplimiento de sus obligaciones y contratos de comercialización.

Actualmente esta desarrollando el Proyecto de Expansión a 1,500 TMS/día. Los logros alcanzados a nivel de ejecución del proyecto al 31-12-90 es de 80% de infraestructura:

Minero metalúrgica e hidroeléctrica.

1.2 Objeto y Fines del Proyecto

Dentro de los objetivos del proyecto están incrementar la producción de 700 TMS/día a 1,500 TMS/día, mejorar el valor agregado del mineral, aumentar la captación de divisas así como estabilizar el centro de trabajo y de esta manera cumplir con una labor social de asentamiento poblacional en la mina y de apoyo regional a los pueblos vecinos a la mina; como Chiquián, Aquia, Carcas, Pachapaqui, etc.

1.3 Descripción del Proyecto

El proyecto de Expansión Pachapaqui consistirá de tres etapas:

Primera Etapa: Desarrollar la mina para incrementar las reservas del mineral, dimensionar el yacimiento y determinar la escala de producción incremental económico-rentable.

Segunda Etapa: Desarrollo de la infraestructuras: minera, metalúrgica, hidroeléctrica y de servicios auxiliares.

Tercera Etapa: Equipamiento minero metalúrgico e hidroeléctrico.

1.4 Ubicación y Acceso

La mina Pachapaqui se encuentra ubicada en el Caserío del mismo nombre, distrito de Aquia, provincia

de Bolognesi, Departamento de Ancash, a unos 250 km., en línea recta al norte de la ciudad de Lima y a 390 km por carretera aproximadamente.

El acceso a la región se hace por la carretera Lima - Huacho - Barranca - Pativilca - Conococha (carretera asfaltada) - Chiquian - Aquia - Mina Pachapaqui (carretera afirmada). Véase Plano N° 1.

1.4.1 Topografía y Clima

El campamento minero de Pachapaqui se encuentra a 4,000 metros sobre el nivel del mar, el relieve topográfico es accidentado, los picos se elevan a más de 5,000 metros, como el nevado del burro (5,200 mts). La pendiente de los cerros es empinada y se observa algunas morrenas y cercos glaciares.

El clima en esta zona es frígida, con dos estaciones bien marcadas en el año, una estación seca, desde Abril hasta Noviembre (helada) y una estación húmeda de diciembre hasta Marzo (lluvias). La temperatura promedio es de 8°C aproximadamente.

1.5 Recursos Naturales, Humanos y Energéticos

Los pastos naturales que crecen en la zona permiten la crianza de ganado lanar y vacuno en pequeña escala. En las partes bajas del valle, a corta distancia de la mina los pobladores se dedican tanto a la agricultura como a la ganadería, razón por la cual no hay problemas para conseguir alimentos de la región.

La fuente principal de agua lo constituye el río Pativilca pero las aguas de escorrentía son escasas.

La mano de obra local es inestable pues trabaja solo, cortos periodos del año.

Los trabajadores estables proceden de lugares alejados como Huaraz, Dos de Mayo y Huamalinga.

Los lugares de abastecimiento de madera para los trabajos mineros son Huaraz y Huallanca (Huánuco).

CAPITULO II

ESTUDIO DE MERCADO

2.1 Estudio de la Demanda

Básicamente el estudio de la demanda, comprenderá los principales minerales a explotarse como son: Plomo (Pb), Zinc (Zn), Plata (Ag) y Cobre (Cu).

Demanda del Plomo - Zinc

Los precios del Plomo y Zinc se han incrementado a niveles altos en los recientes años. Los precios del Zinc llegaron a su punto más alto en 1989 y la del plomo en 1990. Los incrementos en los precios se debieron mayormente al incremento de la producción industrial, bajos stocks, interrupciones en la oferta, y la depreciación del dólar. En un periodo corto de tiempo los precios del plomo y zinc probablemente bajarán pero no drásticamente. El crecimiento continuo de la producción industrial y extremados bajos stocks da las bases para un corto periodo optimístico para los productores. En los años siguientes los precios del plomo y zinc se espera que sigan aproximadamente los patrones cíclicos de los precios bases de otros metales, posiblemente a mediados de la década de los 90' los precios bajen, pero se recuperará en terminos reales hacia el año 2,000 y luego declinará en 2005.

Amelias (N 50°-90°E con un dip NW y los mantos N 45°W con un dip SW) a decir:

- Sobre eje del sistema de fracturas- vetas amelias, hay fallamiento inverso en los mantos.
- Sobre eje del sistema de mantos hay fallamiento normal en las fracturas-vetas amelias.
- Finalmente esto denota repetición y/o omisión de estratos en los mantos, tanto en el sentido horizontal como vertical (Ver Plano N° 2).

3.4 Geología Económica

El yacimiento mineral de Pachapaqui esta emplazado en rocas sedimentarias, intrusivas, metamórficas y volcánicas con mineralización polimetálica de plata, plomo, zinc, cobre con productos recuperables de oro.

Es un yacimiento de proceso hidrotermal, probablemente de alcance epitermal superior a mesotermal inferior, primario en profundidad, mixto (primario más secundario-karstico) volcánico exhalativo distal metamorfismo de sobrecarga, singenético y epigenético, sin excluirse ambos entre si, con predisposición de reemplazamiento por sulfuros en calizas y relleno de fracturas, con remanentes extrusivos a mediana profundidad de cuerpos ígneos en mayor profundidad a manera de hornitos volcánicos

Durante un periodo largo de tiempo, la tendencia en los precios se espera que se aproximen a los costos de producción el cual es estimado alrededor de \$550-600/ton para el plomo y \$1000 - 1,100/ton para el zinc.

La demanda futura del plomo críticamente dependerá de la producción de baterías y estos dependerán a su vez de la producción de automóviles y de los stocks. Sin embargo la rápida expansión de las aplicaciones industriales de las baterías y la poca demanda de baterías de dimensiones pequeñas se espera que el consumo crezca a un rango modesto, alrededor de 1.2% por año, durante 1,989 - 2,005, un rango muy alto a lo que fue entre 1,970 - 1988. La demanda del zinc es mayormente sensitiva a fluctuaciones en la actividad industrial y vulnerable a sustitución por otros materiales en términos medios.

Demanda de la Plata

Una análisis de la debilitada situación del mercado y las actuales fuerzas concurrentes en el mismo, hace prever que en el mediano plazo los precios permanecerán en bajo nivel actual, estimándose incluso que por un corto periodo podrían verse cotizaciones por debajo de los 4,0 US\$/oz.

Sin embargo, la estabilidad en la demanda observada a través de los últimos años, el resurgimiento de algunas economías inflacionarias y el mismo bajo nivel de precios actual, podrían dar lugar a un relativo interés inversionista con énfasis a mediados de la década de los 90s, donde quizás podríamos observar precios por encima de los 4.5 US \$/oz.

La demanda futura de la plata se espera que aumente sobre un ayunador rango en respuesta a los bajos precios y un firme nivel de esperanza de demanda industrial en países industrializados. El uso de la plata en fotografía que representa el 41% del total de la demanda de la plata, se espera que suba en un 20% en 1995. En todos los años de la década de los 90s se espera que la demanda llegue a 1.7 billones de onzas.

Demanda de Cobre

El mercado internacional del Cobre ha estado gozando por largos periodos de altos precios, el precio boom se incio en 1987 se mantiene hasta la actualidad, probablemente los bajos niveles de stock y el balance en los mercados fijos mantendrán los precios altos hasta los primeros meses del año 1991. Sin embargo, los enormes volúmenes de nuevas ofertas que se espera que entren en actividad en los primeros años de los 90s

crearan excesos de producción haciendo que el precio baje a mediados de la década de los 90s, algunas veces llegará a US c 85/16 para el año 95. Los precios tenderán a subir en la segunda mitad de los 90s ya que la demanda captará toda la capacidad productiva y probablemente declinará de nuevo este los años 2000 - 2005, entre periodo es reservado. El precio proyectado para el periodo de 1995 - 2005 será de US c 85/1b.

2.2 Estudio de la Oferta

Oferta del Plomo - Zinc

Durante los periodos de 1990 - 2005, la capacidad mundial de la producción de plomo en las minas se incrementará a 350,000 TMS, mayormente esto tendrá lugar en Canadá, Australia, América Latina y Asia. Durante este periodo la capacidad mundial de fundición de plomo secundario se proyecta que se incremente a 300,000 TMS, mayormente en los países en vías de desarrollo. En el caso del Zinc, la producción de mina se espera que se incremente a 600,000 TMS, mayormente en los países mencionados arriba, así como también en Turkia y Thailandia.

Oferta de la Plata

La oferta total de la plata esta conformada por la oferta primaria y la oferta secundaria. La oferta primaria, la fuente más larga de suministro, fue de 73%

de la oferta total de la plata para 1989. El balance se debió a cantidades pequeñas almacenadas, disposiciones gubernamentales, fundición de metales y exportaciones netas desde Europa Orienta.

La producción secundaria es altamente sensitiva al mercado de precios. La oferta secundaria de la plata ha estado experimentando un dramático declive desde 1980, principalmente debido a la baja de los precios. Desechos de plata, la mayor fuente de la plata secundaria; totalizó 3,800 toneladas en 1989, bajando 1.3% desde previos años. Debido a los actuales precios, hay un pequeño incentivo para reciclar plata de desechos de plata. La oferta secundaria ha estado afectada por un dramático declive de un 64% en el flujo de desechos de la India. Sin embargo, la oferta secundaria se espera que se eleve gracias al programa de implementación en el Tesoro Público de los Estados Unidos para desechar 7.5 millones de onzas de plata para fines de año fiscal del año 91.

La oferta total de la plata se espera que continúe creciendo rápidamente, básicamente como resultado de el incremento de producción en las minas. Esto será largamente el resultado de los incrementos esperados en la producción base del metal y por ende como sub-producto en la producción de plata. Sin embargo, el

crecimiento de la producción primaria probablemente disminuirá durante la segunda mitad de los 90s, cuando los productores de la plata primaria en los Estados Unidos y México reducirán su producción en respuesta a los bajos precios y el deterioramiento de las leyes del mineral.

Oferta del Cobre

La capacidad de las minas de cobre en el mercado de economías se incremento en cerca de 800,000 TN. en el periodo de 1986-1989. Este crecimiento siguió la reestructuración durante la primera mitad de los 80s que resulto en un neto declive de cerca de 380,000 TMS. El incremento adicional a la capacidad de producción durante el periodo de 1986-1989 fue casi igualmente dividido entre las nuevas capacidades de producción y las expansiones existentes. Hubieron solo unos pocos casos de reactivación de capacidades cerradas, el mayor de estos fue la mina Bingham Canyon que había sido cerrada por renovación. El largo número de nuevos proyectos que han entrado en actividad recientemente incluye OK Tedi (Papua, New Guinea), Neves Corvo (Portugal), Olympic Dam (Australia), y varias facilidades de S x WE (Solventes de Extracción/Ganancia electrónica) en los Estados Unidos y Chile. Expansión de Minas existentes que ocurrieron en Canadá, Chile y México, entre otras.

En un término medio, la capacidad de las minas de cobre será primariamente determinada por proyectos de inversión que ya están implementadas. De esta manera, en este espacio de tiempo la capacidad de producción puede proyectarse con razonable precisión. Un récord de proyectos de minas de cobre conocidos indican que la capacidad efectiva de las minas en el mercado de economías continuará en aumento a través de toda la primera mitad de la década de los 90s, potencialmente tanto más del 18% entre 1989 y 1995.

Las capacidades de producción para el año 2000 y más allá será determinada por las decisiones de inversión a efectuarse. Aunque los recientes precios altos del cobre han aumentado aparentemente el interés en nuevos proyectos de minas de cobre, esto todavía no es muy claro para que estos intereses se transformen a inversiones. Se espera que bajos precios del cobre prevalecerán en la primera mitad de la década de los 90s, esto significará que los proyectos actualmente identificados se desarrollarán en la segunda mitad de la década de los 90s cuando los precios del cobre se repunten de nuevo. Los pronósticos para largos períodos de las capacidades de producción de las minas están basados sobre suposiciones que las capacidades de las minas se expandieran suficientemente para reunir la demanda y que cada país dará una fuente potencial base.

CAPITULO III

ESTUDIO TECNICO

3.1 Geología General

En el distrito minero de Pachapaqui se puede apreciar una secuencia variada de rocas que van desde el jurásico superior hasta el cuaternario, las que consisten generalmente de Asociaciones Lito-estratigráficas Estructurales Metalogenéticas en los aspectos singenético y epigenético (predisposición de reemplazamiento por sulfuros en calizas y relleno de fracturas respectivamente) que corresponden al grupo Goyllarisquizga (Chimú, Santa, Carhuaz, Farrat, Pariahuanca, Chulec, Pariatambo) con presencia de intrusiones de composición ácida variable con casi simultáneas exhalaciones volcánicas en algunas áreas (chimeneas volcánicas) ubicación y/o reubicación (reemovilización) de iones metálicos presentando una variedad compleja y combinada en el emplazamiento de mineralización económica (vetas, cuerpos irregulares, bolsonadas kársticas en cavidades de disolución-craqueamiento en calizas y mantos) con la pulsación final (?) de una brecha volcánica de explosión en la parte central de las zonas de Arabia y Riqueza que ha distorsionado las secuencias geológicas pre-existentes.

pueden ser las manifestaciones extrusivas de los cuerpos igneos.

La secuencia sedimentaria se encuentra cortada y deformada por apófisis pequeñas a medianas de rocas igneas en forma de cúpulas, stocks, diques y sills que pueden corresponder a una diorita, sienita y/o monzonita, según el área, es evidente la mayor acidez de los intrusivos al sur con proyección a ser totalmente ácidos, el emplazamiento de los intrusivos sigue la dirección NW-SE, igual dirección de la estratificación.

En las zonas periféricas de los remanentes intrusivos (aparentes contactos) con la secuencia calcárea, se tienen aureolas irregulares de skarn (endoskarn y exoskarn) constituidos generalmente de yrosularia, diopsido y wollastonita con alteraciones secuenciales a serpentina y clorita, también se tiene la presencia de cuerpos irregulares en el skarn, esto en función al buzamiento del cuerpo intrusivo (en caso de ser menor de 75°) más que nada en las denominadas Zonas de Bimetasomatismo. El skarn también se le puede ubicar interestratificado en los estratos calcáreos, esto más que nada, debido a la mayor y/o menor receptividad del estrato calcáreo al flujo magmático en ascenso.

3.2 Geología Local

En la zona predominan rocas del grupo Goyllarisquizga representadas por las cuarcitas de la formación Chimú, luego se tienen calizas puras con margas y lutitas negras de la formación Santa, igualmente existen areniscas, lutitas, margas de la formación Carhuaz, adicionalmente se tienen cuarcitas blancas con lutitas algo rojizas de la formación Farrat, a continuación se tienen calizas grises con lutitas bituminosas de la formación Pariahuanca, suprayaciendo se tienen calizas margosas, areniscas de la formación Chulec con porciones finales de calizas dolomíticas, margas bituminosas con intercalaciones de areniscas de la formación Pariatambo.

Al NW del distrito se tienen WS Volcánicos Callipuy y piroclastos (?) intercalados con la secuencia sedimentaria se tienen horizontes de Chert (Silice Negra) el que probablemente en relación a secuencias calcáreas favorables puede haber tenido algo que ver con la mineralización económica por un vulcanismo exhalativo distal (metamorfismo por sobrecarga) esto por la compresión de los sedimentos en la Cuenca-Diagenesis. Igualmente se tienen en ambas zonas, tanto Arabia como Riqueza, aparentes chimeneas y/o cuellos volcánicos y/o hornitos volcánicos que

3.3 Geología Estructural

Se tiene una fuerte deformación de los estratos, debido esto a la Orogenia Andina (plegamientos) se tienen pliegues sumamente cerrados de rumbo general NW-SE con un dip SW cuyo núcleo parecen ser las Cuarcitas de la Formación Chimú.

La principal manifestación del efecto de compresión derivante de los fuertes plegamientos es el Sinclinal Pachapaqui de rumbo promedio N 35°-40°W con el consecuente dip de 50° SW en promedio en el Flanco E y de 75° SW en el Flanco W.

Hay 2 orientaciones predominantes en estructuras, a decir:

- N 30°-50°W (coincidiendo con el rumbo de las capas) con buzamientos fuertes (Arabia, San Judas, Palestina, Lillian, Sinchi Roca, Cangrejo, Suellen y con buzamiento tendidos los Mantos Esperanza, Intermedio, Matter y Providencia).
- N 50°-90°E, N 80°W cortando a la estratificación (riqueza, 7 de Junio, Angel, Fotosí, Minaya, Rosita, 25 de Mayo, Doña Jimena).

En ambos flancos del sinclinal en la secuencia sedimentaria Carhuaz-Farrat-Pariahuanca se puede

apreciar tanto en el flanco E como en el flanco W presencia de mineralización, puesto de manifiesto como Mantos, cuerpos irregulares y bolsonadas kársticas respectivamente, siendo el mismo tipo de mineralización incipiente en sus inicios en ambos flancos del sinclinal (origen-cuenca) se tiene una diferencia abismal al tenerse el yacimiento en los mismos flancos, pero con diferentes características, esto debido al parecer a 2 consideraciones:

- Por el buzamiento del flanco W mucho más parado (75°SW) que el flanco E (efectos diferenciales de compresión y por ende permitir una mayor percolación de H₂O (formación de cavidades kársticas - neokarst en función al Paleokarst aparentemente ya existentes).
- Por la presencia de la brecha volcánica de explosión que finalmente ha podido ser la última manifestación intrusivo-extrusiva (su origen ha podido ser una fractura en la parte final superior de la cámara magmática) y fue ha deformado totalmente la secuencia sedimentaria ya plegada por la Orogénia Andina.

En la zona de Riqueza-Amelia-Mantos, se tiene un esquema estructural tentativo del Sistema de Vetas

alineados en la zona de mayor debilidad estructural, alrededor de los cuales se presenta mineralización económica con la ubicación y/o reubicación (removilización) de iones metálicos, con la consecuente manifestación final de vetas, cuerpos irregulares, bolsonadas kársticas y mantos con zoneamientos horizontales de Ap, Ag-Pb-Zn; Ag-Cu inherentes a cada una de las manifestaciones de los hornitos volcánicos con aparentes superposiciones.

3.5 Geología Histórica

Formación Chimú: Arenisca, lutitas, Orto-Para y Metacuarcitas con algunos mantos de carbón.

Va del titoniano al volanginiano (jurásico superior de cretácico inferior.

Aprox. 115' a 110' de años).

Formación Santa: Calizas puras de facies marinas con intercalaciones de margas oscura con lutitas negras fosilíferas.

Va del valanginiano superior al cretácico inferior.

Aprox. 100' de años.

Formación Carhuaz: Areniscas, lutitas, margas y areniscas, es una formación mayormente continental.

Va del aptiano al cretácico inferior y medio.

Aprox. 95' de años.

Formación Farrat: Cuarcitas blancas con lutitas algo rojizas, de probable deposición continental por acción fluvial.

Formación Pariahuanca: Calizas grises a negras con lutitas bituminosas y fosilíferas va del albiano inferior al cretacio inferior y medio.

Aprox. 90' de años.

Formación Chulec: Calizas margosas, calizas arenosas y areniscas.

Va del albinac medio.

Formación Pariatambo: Calizas dolomíticas, margas bituminosas de color gris oscuro a negro

con ligeras intercalaciones de areniscas (deposición de aparente regresión marina en un ambiente reductor) con trazas incipientes de minerales a manera de delgados mantos no muy continuos.

Va del albiano medio.

Formación Jumasha: Calizas, dolomitas gris amarillenta bien estratificadas con lutitas, se tienen horizontes de chert (sílice negra) se tiene cuerpos muy irregulares y mantos bien formados con poca persistencia.

Va del albiano superior - turoniano.

Rocas Volcánicas: Al NW del distrito se tienen los volcánicos Callipuy y piroclastos (?) igualmente intercalados con la secuencia sedimentaria.

Se tienen horizontes de chert (sílice negra) producto volcánico, el que probablemente en función de secuencias calcáreas favorables, pueden haber tenido algo que ver con la mineralización económica, más que nada debido a un volcanismo exalativo distal (metamorfismo por sobrecarga) esto por la compresión de los sedimentos en la cuenca - diagenesis.

También se tiene en ambas zonas (tanto Arabia, como riqueza aparentes chimeneas y/o cuellos volcánicos (?)) que pueden ser las manifestaciones extrusivas de los cuerpos igneos.

Rocas Intrusivas: La secuencia sedimentaria se encuentra cortada y deformada por apófisis pequeñas a medianas de rocas igneos en forma de cúpulas, stocks,

diques y sillis que pueden corresponder a una diorita, sienita y/o monzonita, según el área, es algo evidente la mayor acidez de los intrusivos al sur (Nv. 070 - zona de Sinchi Roca) de N a S. con proyección a ser totalmente ácidos (tonalita, granito y adamelita).

El emplazamiento de los intrusivos sigue la dirección NW-SE igual a la dirección de la estratificación.

Rocas Metamórficas: En las Zonas periféricas de las intrusiones (contactos) con la secuencia calcárea, se tienen aureolas irregulares de skarn (endoskarn y exoskarn) constituidos generalmente de grosularia, diópsido y wollastonita con alteraciones secuenciales en algunos casos a serpentina y clorita (Riqueza-Mantos Esperanza, Matter y Providencia).

También se tiene la presencia de cuerpos irregulares de mineral en el skarn, esto es en función al buzamiento del cuerpo intrusivo (en caso de ser menor de 75°) más que nada en las denominadas zonas de bimetasomatismo.

El skarn también se le puede ubicar interestratificado en los estratos calcáreos, esto más que nada debido a la mayor y/o menor receptividad del estrato calcáreo al flujo magnético en ascenso.

(Ver Plano N° 3).

3.6 Mineralogía

La mineralización de las estructuras que se ubican en la zona SE (Riqueza-Amelia-Mantos) de este distrito puede ser considerada polimetálica de Plata, Plomo, Zinc con valores relativamente altos de zinc (Mantos Esperanza, Intermedio, Matter y Providencia y las Vetas de la zona de San Cipriano).

En la zona NW, de Arabia se tienen zonas monometálicas (Ag) y polimetálicas de Ag, Pb y Zn. de acuerdo a un zonamiento horizontal y vertical en relación a la presencia de los hornitos volcánicos.

Igualmente se puede observar la aparente existencia de 2 ó 3 flujos y/o pulsaciones mineralizantes, esto más que nada por las texturas crustificada y escarapelada observada.

Minerales de Mena: Galena

Esfalerita - Rubí de Zinc

Tetraedrita

Tenantita

Bournonita

Arsenopirita

Chalcopirita

Bornita

Freiberpita

Minerales de Ganga: Cuarzo

Rodonita

Rodocrosita

Pirita

Marcasita

Calcita

Wollastonita

Diopsido

Enstatita

Fluorita

3.7 Controles de Mineralización

La Asociación de los Yacimientos de Plomo-Zinc y parcialmente de Plata con las calizas es bastante conocida, pero aun no totalmente interpretada.

También son frecuentes en calizas como se ha podido observar los estratos mineralizados con sulfuros de Cu y Fe y otros metales según lo convencional estos yacimientos son epigenéticos y que se hayan formado a partir de soluciones magmáticas residuales enfriadas, al reaccionar con los carbonatos, los minerales o se han formado precipitándose en las fracturas por las que circularon las soluciones formando vetas o han reemplazado a las calizas formando cuerpos y/o bolsonadas irregulares.

También se podría pensar en el aspecto singenético (presencia de ritmitas) por la formación de sulfuros en determinados sedimentos precipitados en condiciones reductoras, con este caso lo epigenético y lo singenético no se excluyen entre si ya que en el primer caso la ubicación de la mineralización económica estaría supeditada a la presencia de los intrusivos portadoras de soluciones mineralizantes (cámara magnética) en el segundo caso el control más importante sería el litológico y el estratigráfico (lito-estratigráfico) o una combinación de ambos.

Un yacimiento singenético en forma incipiente puede formarse si se cumple con una serie de condiciones a decir:

- Asociación con calizas principalmente de textura colítica con un pH en su formación.
- Abundante materia orgánica preservada lo que indica un ambiente reductor teniendo una importancia básica en la captura de iones metálicos.
- Probablemente el hidrógeno sulfurado durante la putrefacción de los restos orgánicos dio origen a iso-sulfuros.
- Los iones metálicos incipientes pueden provenir de las exhalaciones volcánicas-caldera volcánica (realgar-encontrada en la zona Palestina en el Niv. 580 x C .002- Sublimación volcánica) o de la lixiviación de las áreas emergidas aledañas o por corrientes marinas.
- Por la presencia de corales, lo que indica que el agua tenía una temperatura algo alta.
- La precipitación de sulfuros pudo ser algo lenta, suponiendo cambios paulatinos de condiciones en las cuencas marinas. Por todo esto el estudio de las litofacies y sus aparentes cambios (mapeo geológico subterráneo en detalle de la litología) ha dado una serie de guías y/o criterios generales

la mineralización y ser totalmente útil en la búsqueda de nuevas áreas mineralizadas.

La distribución de yacimientos económicos puede depender de la ubicación de "trampas" para la acumulación de iones metálicos y puede estar correlacionada con la desembocadura de un río, presencia de volcanes (zona NW de Pachapaqui) pudiendo observarse un zoneamiento, vale decir mineral de Cu, hacia los bordes de la cuenca - Zona Oeste del Geanticlinal del Marañón, Mantaro y Zona Este de la cuenca Santa - Carhuaz - Pariahuanca y mineral de Ag, Pb, y Zn en la parte central.

En lo relacionado a lo epigenético asociado al reemplazamiento contacto de las emanaciones gaseosas, se puede decir que un estrato rocoso tiene una composición físico-química que lo predispone al reemplazamiento por sulfuros (estratos ricos en bitumen). Zona Sinchi Roca nv. 210 - 130.

Las soluciones magmáticas residuales son alcalinas y saladas por lo que se produciría un reemplazamiento en condiciones parecidas al ambiente de precipitación marina, los sulfuros pueden formarse por diagenesis entre temperaturas mesotermal, epitermal, y teletermal (de 300°C - 100°C) por lo que las asociaciones

litológicas de lo singenético y lo epigenético pueden tener cierto parecido.

Los yacimientos epigenéticos pueden formarse en lugares con acceso a las soluciones magmáticas residuales, por lo que habría que tener en cuenta la permeabilidad y porosidad de las rocas de caja por reemplazarse, un estrato aislado y favorable a la mineralización en una serie clástica permeable de rocas que no reaccionan con las soluciones será un lugar ideal para el reemplazamiento, un estrato ubicado al piso de una formación calcárea por encima de una serie clástica y permeable será emplazada con mas facilidades que un estrato.

En el interior del paquete calcáreo (Carhuaz, Farrat-Pariahuanca en la zona Sinchi Roca Niv. 130 y 210), primeramente con ubicación de bolsonadas irregulares al piso de la veta Sinchi Roca (NE) a intervalos de 45m. entre ellas y presencia adicional de pequeñas bolsonadas irregulares en estructura angosta al piso de la misma Niv. 130-GL. 831.

El único incipiente singenético es ocultado posteriormente por la actividad posterior de las soluciones que removilizan a los sulfuros y depositan a otros en otros lugares (XC. 130 SW. - Niv 205 Rosa

María en cuarcitas y limolitas y/o arenas finas compactadas de textura afanítica).

Durante estos procesos podrán formarse vetas con leyes superiores a la de los estratos con mineralización incipiente ya que se trata de un segundo y/o tercer enriquecimiento (varias secuencias de mineralización) las soluciones podrían causar enriquecimientos (distritales) en los estratos y/o vetas pre existentes y hasta producir reemplazamientos igualmente locales y/o distritales de las calizas inicialmente estériles, lo que es facilitado por la solubilidad de las rocas borrando parcialmente texturas sedimentarias pre existentes, en líneas generales al parecer el aspecto minero se tendría que orientar a yacimientos con leyes algo más bajas pero con volúmenes mayores.

Adicionalmente se tiene el control estructural en lo que respecta al alineamiento mineralizado a lo largo del eje del sinclinal, que en una determinada circunstancia y/o evento geológico (profundidad de mineralización vs. buzamiento de los flancos del sinclinal) puede determinar el hallazgo e una total acumulación de mineral en dicha cresta invertida y probablemente el fondo de mineralización (Zona Arabia).

Igualmente se tiene el control estructural entre las fracturas - vetas del sistema Amelias vs. Los Mantos Esperanza, Intermedio matter y Providencia.

3.8 Estructuras

Zona Arabia:

Sistema N 30°-50°w (coincidiendo rumbo de las capas) Rosa Maria.

Arabia

Ramal Arabia

Cangrejo

Suelen

Lilian SE

Lilian NE

Lilian NS

Muro toro

Yolanda

Malvina

La Cueva

Sistema N 50°-90°E, N 80° W (Cortando a la estratificación)

7 de Junio

25 de Mayo

14 de Mayo

15 de Mayo

Bols 200

Angel

Fotosi

Zona Riqueza-Amelia-Mantos:

Sistema N 30°-50°W (coincidiendo rumbo de las capas)

Manto Esperanza ángulo 54° DIP Promedio

Manto Intermedio ángulo 52° DIP Promedio

Manto Matter ángulo 45° DIP Promedio

Manto Providencia ángulo 47° DIP Promedio

Sistema N 50° + 90°E, N + 80°W (Cortando a la
estratificación)

Minaya

Rosita

Amelias

3.9 Reservas Minerales

3.9.1 Muestreo

Se usan 2 métodos esenciales de muestreo en
función a las estructuras en si.

For canaletas: Este método mayormente se
utiliza en vetas y mantos con una exposición no
mayor de 1.50 m. por canaletas vs. ancho de
estructura con la toma de lo más muestras en
relación a dicha potencia, tomándose generalmente
perpendicular al buzamiento de las estructuras con

la variedad de Zig-Zag (arriba y abajo) para los mantos de acuerdo a las horizontes favorables y desfavorables con finales de canaletas corridas.

Por puntos: Este método se utiliza en cuerpos irregulares y bolsonados kársticas, generalmente se usa un reticulado de 2m x 2m con una orientación paralela principal al rumbo de las estructuras y una orientación perpendicular secundaria (sistema coordenadas x,y) teniendo en cuenta las denominadas áreas de influencia de cada uno de los puntos de muestreo.

Adicionalmente se usan métodos tradicionales de muestreo por producción que generalmente consisten en trincheras y pozos.

3.9.2 Inventario de Minerales y Estimado de Reservas

Se han estimado en forma general en total de 3'589,530 tms. de mineral económico probado probable accesible y eventualmente accesible con la siguiente distribución por categorías a decir:

	T.M.	A.R.E.	Ag	Pb	Zn	Cu
		mts.	OZ/TMS	%	%	%
Pdo. Acces.	1'622,331	9.30	4.80	2.60	4.60	0.70
Pdo. Ev.Acces	522,331	8.31	7.70	3.00	4.90	0.80
Pble.Acces.	473,025	7.72	4.40	2.55	4.65	0.61
Pble.Ev.Acces.	971,843	10.16	5.02	2.75	4.90	0.62
Tot.Gral.	3'589,530	9.18	5.23	2.69	4.73	0.68

Distribución por Zonas:

	T.M.	A.R.E.	Ag	Pb	Zn	Cu
		mts.	OZ/TMS	%	%	%
R-A-M.:	3'376,918	9.65	4.94	2.54	4.75	0.67
S.A.:	83,580	1.35	6.70	5.50	3.88	1.32
Arab.:	129,032	1.77	11.90	4.50	4.83	0.70
Tot.Gral:	3'589,530	9.18	5.23	2.69	4.73	0.68

En lo que respecta a inventario de minerales se tiene un total de 3'589,935TMS, 947mt, 5.02oz x Ag/TMS, 2.38% Pb, 4.20% Zn, 0.65%Cu.

Estas diferencias cuantitativas y cualitativas son referidas al mes de Octubre del presente año 1991.

3.9.3 Potencial Minero del Yacimiento

El distrito minero de Pachapaqui presenta un potencial expectante, referido más que nada a la continuidad vertical (profundidad vs. zoneamiento) y horizontal (zoneamientos núcleos flujos) de las zonas en actual operación y las relativamente cercanas a las mismas, sin tener en cuenta nuevas zonas en exploración pura (Patria, Pachapaquina, Caricondor, San Gabriel).

El mineral prospectivo estimado asciende a un total de 4'978,436 TMS. 4.98 oz/Ag, 3.57% Pb, 6.26% Zn, 0.71% referido más que nada a los proyectos de Cruz Pampa, Mantos Niv. 0-130, 21 de Mayo Niv. 0-130 (24 de Abril).

El potencial Minero en si es relativamente incalculable, pero muy expectante, tomándose en cuenta la aparente adición de las actuales proyecciones de las zonas en operación, las relativamente cercanas a las mismas y las nuevas zonas en exploración pura.

3.9.4 Exploraciones y/o Desarrollo

Se han referido programas de exploración y desarrollo a corto, mediano y largo plazo (del trimestre a 5 años) los que cubren un total de 48,365 mts. para los 5 años, con un anexo incluido en el mismo de 10,149 mts. para el primer año del proyecto

debidamente cronogramado por meses, labores con tonelajes y leyes estimadas, para las zonas de Arabia y Mantos, los mismos que se adjuntan al presente. (Ver Planos N° 4, 5 y 6) y (Anexos N° 1 y 2).

3.10 Proceso de Producción

3.10.1 Aspectos Mineros

3.10.1.1 Sistema Actual de Minado

La producción actual es del orden de 700 TMS/día estos proceden de dos zonas Arabia y Amelia.

Zona Arabia

Comprende la explotación de las vetas Murotoro, 25 de Mayo, Cangrejo, Lilian y La Cueva.

En la actualidad se cuenta con la rampa negativa 315 con una sección de 3.00 x 3.00 de 15% de gradiente. Esta rampa se le conoce también como rampa Alivio, antiguamente fue iniciado en el NV 205 desarrollándose hasta la cota de NV 160, donde fue paralizado.

Los tajeos que se trabajan en esta rampa son:

NV 170	tj 356 veta Muro Toro
	tj 360 veta Muro Toro
	tj 346 veta 25 de Mayo
	tj 345 veta Lillian N-S
NV 160	tj 245 veta Lillian Nw
	tj 260 veta Cangrejo W

Por otro lado en el NV 155 se está desarrollando la rampa negativa 555 con una gradiente de -13% con una sección de 3.00 mts.x 3.00 mts. actualmente se encuentra en el nivel 123 y se proyecta bajar hasta el NV 100.

Los tajeos que se trabajan en esta rampa son:

NV 135	tj 360 veta Muro Toro
	tj 335 veta La Cueva
NV 125	tj 340 veta Muro Toro

Esta zona se caracteriza por la presencia de kársticos que son ojos de mineral de diferentes dimensiones pero con muy buenas leyes. El nivel de producción de esta zona es el 35% es decir 250 TMS/día.

El método de explotación utilizado es el Shrinkage (Almacenamiento provisional, por la competencia de las cajas; buen buzamiento y dureza del mineral. Para los trabajos de limpieza de frentes y extracción de mineral se cuenta en esta zona con 2 scoops Js-220 y 2 camiones de bajo perfil de 13 TM de capacidad (Modelo JDT. 413).

Para el abastecimiento de aire para la perforación en esta zona se cuenta con dos compresoras Gardner Denver Eléctricas ubicadas en el nivel 350 y desde allí abastecen aire de aire a todos los niveles de trabajo. NV 170 y NV 160.

Zona Amelia

Es la principal de producción, debido a que se está trabajando los mantos: Esperanza, Intermedio y Matter, los niveles actuales de producción comprende: NV 465, NV 410, NV 370 y NV 270.

Los tajeos que se trabajan en esta zona son:

NV 465	tj 840 Manto Esperanza
	tj 760 Manto Matter
	tj 745 Manto Matter
	tj 760 Amelia 8
	tj 690 Amelia 5

NV 410	tj 700 Manto Esperanza
	tj 685 Manto Matter
	tj 690 Manto Matter
	tj 620 Amelia 5
NV 370	tj 690 Manto Esperanza
	tj 660 Manto Esperanza
	tj 585 Amelia 5
NV 270	tj 600 Manto Esperanza

El nivel actual de producción es del 65% esto es 450 TMS/día.

En esta zona se cuenta con 4 scoops Js-220 de 2.2 yd³ y dos camiones de bajo perfil de 13 TMS de capacidad, los cuales se emplean en la limpieza de los frentes y en la extracción del mineral.

El nivel principal de extracción es el NV 270, esto es porque se cuenta con un ore pass, que esta comprendido entre este nivel y el nivel 465, estando comunicados a este ore pass los niveles 370 y 410. La distancia entre esta zona y la planta concentradora es de 12 km.

Para el abastecimiento de aire se cuenta con 3 compresoras eléctricas Gardner Denver de 1050 p.c.m. cada uno ubicados en el nivel 545 las cuales abastecen de aire a los 4 niveles de producción.

3.10.1.2 Parámetros de diseño para la expansión

Los parámetros de diseño para la operación propuesta son:

Producción por año	840,000 TMS
Producción por día	2,500 TMS
Mantos	2,160 TMS
Cuerpos y/o vetas	340 TMS
Condiciones de operación:	
Días de trabajo al año	312
Días de trabajo x semana	6
Número de turnos por día	3
Turnos de extracción	2
Turnos de relleno	1
Número de horas por turno	8

Características físicas de las vetas:

	Cuerpos y/o vetas	Mantos
Densidad de mineral (in-situ) TMS/m ³	5.4	3.4
Densidad de mineral roto TMS/m ³	2.26	2.26
Buzamiento promedio	70° - 80°	45°
Potencial promedio	6m	10m
Condición de las cajas	competentes	regulares
Características físicas de las vetas	competente abrasiva dura	no competente abrasiva suave
Distribución de valores en veta	Irregular	Irregular

3.10.1.3 Alternativas de explotación
consideradas

De acuerdo a las características físicas de los cuerpos, vetas y mantos se han considerado los siguientes métodos de minado:

Cuerpos y/o vetas

- shirincage
- Corte y relleno ascendente

Mantos

- Hundimiento
- Shirincage
- Corte y relleno ascendente con pilares.

3.10.1.4 Selección de alternativas

Los métodos de minado considerados presentan en resumen las siguientes ventajas y desventajas.

Cuerpos y/o vetas

- Shirincage

Ventajas

- * Bajo costo de operación
- * No se emplea relleno
- * Recuperación óptima de mineral
- * Inversión baja en preparación.

Desventajas

- * No es muy fácil de mecanizar.
- * Tiempo de extracción es muy lento.

- Corto y relleno ascendente con pilares

Ventajas

- * Método de buena productividad.
- * Se puede mecanizar
- * Mínima dilución
- * Tiempo de extracción es rápido
- * Método seguro

Desventajas

- * Se necesita relleno
- * Costo de operación es alto
- * Inversión elevada en preparación

MANTOS

- Hundimiento

Ventajas

- * Bajo costo de operación
- * Alta productividad
- * Se puede mecanizar
- * No se emplea relleno

Desventajas

- * Inversión elevada en preparación
- * Alta dilución del mineral
- * Crea situaciones inseguras
- * Existe poco entrenamiento en el personal
- * Tiempo de preparación es elevada

- Shirincage

Ventajas

- * Bajo costo de operación
- * No se emplea relleno
- * Existe experiencia
- * Inversión baja en

Desventajas

- * No es muy fácil de mecanizar
- * Tiempo de extracción es muy lento
- * Hay muy poco buzamiento lo que no permite el deslizamiento de la carga
- * Recuperación no es preparación óptima

- Corte y relleno ascendente

Ventajas	Desventajas
* Método de buena productividad	* Se necesita relleno
* Se puede mecanizar	* Costo de operación es alto
* Mínima dilución	* Inversión elevada en preparación
* Existe experiencia	
* Tiempo de preparación normal	
* Buena recuperación del mineral	
* Tiempo de extracción es rápido	

De lo expuesto, se decidió utilizar el método de shirinkage para los cuerpos y vetas por su bajo costo de operación, recuperación óptima de mineral, así como su inversión baja en preparación.

Para la explotación de los mantos se optó por el método de corte y relleno ascendente con pilares porque presentan mayor seguridad de operación, menor dilución del mineral y puede mecanizarse aumentando la productividad.

3.10.1.5 Planeamiento de la Operación

La expansión de la mina Pachapaqui estará dado básicamente en la explotación de los Mantos (Zonas Amelia); para lo cual se deben hacer preparaciones y desarrollos primeramente en los niveles 460 y 410, posteriormente los niveles 370 y 320, con una diferencia de nivel de 50 mts. y relleno ascendente con cámaras y pilares. Se dio este método debido a que los mantos minerales alcanzan anchos de más de 10 mts. y muchas veces el minado por el método común de corte y relleno longitudinal llega a ser difícil y a menudo imposible. Durante el minado los pilares sirven mayormente para dar sostenimiento al techo y apoyo parcial a las cajas, a fin de que no se cierre antes de que la extracción de mineral tenga lugar. Los anchos de estos pilares son de 2.00 mts.

El método requiere de preparación previa para el relleno de las cámaras (chimeneas de relleno y ore pass).

Las rampas tendrán un área transversal de 3.50m x 3.50m, con 15% de gradiente, estos se construirán en la caja piso en un terreno

competente y servirá para 100 mts. de labor, la longitud de estas rampas será de 67 mts. cada uno.

Las chimeneas de relleno y ore pass tendrán una sección de 2.00 mt x 2.00 mt. y se harán con una inclinación de 75° al piso del manto con una longitud de 52 mts. Estas chimeneas posteriormente servirán para servicios y ventilación.

Los By pass se harán cada 10 mts. separados 16 mts. del piso del manto, iniciándose del extremo de cada rampa de 67 mts. con un pequeño crucero de unos 7.00 mts. Para evitar colas y no debilitar el terreno, se podría habilitar ese crucero para llegar hasta las chimeneas.

Acceso de los tajeos

Desde cada By pass se proyectan 10 ventanas con una sección transversal de 3.00 x 3.5 mts. con espaciamientos de 10 mts. entre sus centros, estos son dirigidos perpendicularmente hacia el piso del manto una longitud de 19 mts. hasta interceptarlos. Posteriormente a partir de la intersección

con el manto se cruza horizontalmente hasta la caja techo del manto una longitud promedio de 10 mts. luego se abre a los costados 2.25 mts. formando de este modo una cámara de 8.00 x 10.00 mts. (Ver Planos N° 7 y 8).

Con la finalidad de eliminar la altura abierta y aumentar la seguridad por caída de rocas o desplome se ha diseñado que las ventanas de acceso tendrán un desarrollo en abanico de -15% a +15% lo que permitirá el relleno de las mismas por etapas según el corte y finalmente su relleno total por la ventana. Estos accesos deberán desplazarse de su eje para un juego de 3 cortes de 2.00 mts. de altura cada uno, dejando de este 1.20 mts. de puente para el abanico superior de explotación, ya que la altura de la cámara inicial será de 2.80 mts. (Ver Planos N° 9 y 10).

Mineral por disparo

De acuerdo a los parámetros de diseño para la explotación propuesta se estableció que los mantos deberán producir diariamente alrededor de 2,160 TMS y los restantes 340 TMS serían producidos por cuerpos y velas.

Por lo tanto:

- Tonelaje roto por cámara:

$$8.00 \times 10.00 \times 2.00 \times 3.4 = 544 \text{ TMS,}$$

- Número de cámaras de extracción por día:

$$2,160/544 = 3.97 \text{ aprox. 4 cámaras / día}$$

- O sea:

2 cámaras guardia día (NV 460-410)

2 cámaras guardia Noche (NV 460-410)

- Tonelaje por tajeo = $100 \times 10 \times 50 \times 3.4$

$$= 170,000 \text{ TMS}$$

$$\% \text{ de recuperación} = 90\%$$

$$= 153,000 \text{ TMS}$$

- Tiempo de duración de:

Explotación por tajeo

$$2 \text{ tajeos de explotación} = 2 \times 153,000 =$$

$$306,000 \text{ TMS}$$

$$\text{Producción día/Mantos} = 2,160 \text{ TMS}$$

$$\text{Días trabajados} = 26 \text{ días}$$

Entonces:

Tiempo de duración por

$$\text{tajeo} = \frac{306,000}{2,160 \times 26} = 5.6 \text{ } \approx \text{ } 6 \text{ meses}$$

Para la explotación se considera como alternativa utilizar la perforación vertical utilizando perforadores stopers, los taladros tendrán una inclinación de 60° . Las

características tanto del terreno como del mineral permiten el uso de la perforación vertical, teniendo abierto los tajeos una altura de 4,8 mts. ya que se requiere solo de 2.80 mts. de altura para la perforación (distancia vertical entre el piso de relleno y techo de mineral), utilizando barrenos de 8' la voladura puede alcanzar una altura de corte de 2.00 mts.

Es decir:

$$\begin{aligned}\text{Altura de corte} &= 2.40 \text{ mts.} \times \text{Sen } 60^\circ \\ &= 1.97 \text{ mts.} \approx 2.00 \text{ mts.}\end{aligned}$$

Las ventajas de la perforación vertical:

- La operación de perforación es independiente de la operación de limpieza.
- La utilización de los equipos y el personal es alto.
- La eficiencia es alta debido a que se utilizará equipos sobre ruedas.

Las desventajas:

- La perforación es lenta debido al cambio de barrenos.

- Cuando el buzamiento del manto es inferior a 45°, tanto la perforación como la limpieza es difícil.

El mineral de los mantos es suave, lo que permitirá conseguir alrededor de 2.00 pies/min. de velocidad de penetración en perforación.

El explosivo a usarse es dinamita de 65% de potencia en cartucho de 7/8" x 7". Para cargar la dinamita se usará un dispositivo neumático de cartuchos.

La tabla 1 muestra el tiempo de duración de la perforación y disparo de las cámaras.

Se necesita una guardia para rebaje de techos, en los accesos, extracción y relleno de cámaras.

Las extracción y relleno de las cámaras de explotación se realizará con dos cargadores frontales de bajo perfil, sobre llantas accionados con motores eléctricos para facilitar la ventilación en los tajeos.

TABLA N° 1

PERFORACION DE CAMARAS DE EXPLOTACION

Malla de perforación: 1.00 x 1.00 mts.

Angulo de perforación : 60°

Longitud de taladros: 8'

Dimensiones de la cámara: 10.00 x 8.00 mts.

Velocidad de penetración: 2.00 pies/min (Dato de campo)

Número de taladros: 76 taladros

CICLO DE PERFORACION Y DISPARO:

Tiempo de perforación en taladros de 8' = 4.00 min

Cambio de barrenos (4'-6'-8') = 2.40 min.

Tiempo total de perforación/taladro = 6.40 min.

Horas notas de perforación $76 \times 6.40 / 60$ = 8.10 hrs.

Se considera 2 máquinas/cámara = 4.05 hrs.

Sopleteo y cargado de taladros = 1.80 hrs.

Ciclo total = 5.85 hrs. aprox. 6 hrs.

En la Tabla 2 se muestra el ciclo de operación de los cargadores frontales con capacidad de cuchara de 3.5 yd³ (2.73m³) para las cámaras de explotación.

El tiempo de limpieza aparte del volumen de carga depende de la distancia de travesía entre la zona de carguío y la chimenea de descarga.

Estas unidades deben limpiar una cámara por guardia, necesitándose para completar la producción 2 guardias y 1 guardia para rellenar las 2 cámaras. Esto se realizará con 2 tajeos simultáneos ubicados en ambos niveles (NV 460 - NV 410).

El relleno de las cámaras se hará básicamente con relleno mecánico, proveniente de las labores de desarrollo, preparación y además de superficie el cual es alimentado a través de las chimeneas de relleno de los respectivos tajos.

TABLA N° 2

LIMPIEZA DE CAMARAS DE EXPLOTACION

- Volumen Max. Roto por disparo M ³	= 8.00 x 10.00 x 2.00
	= 160m ³
- Longitud Máxima de Viaje	= 140 mts.
- Velocidad Cargado (15%)	= 80.46 m/min
- Velocidad Vacío (15%)	= 93.87 m/min
- Densidad de Mineral (IN-SITU)	= 3.4 TMS/m ³
- Factor de Esponjamiento	= 50%
- Densidad de Mineral Suelto	= 2.26 TMS/m ³
- Modelo del Cargador (EJC 130)	= 2.73 M ³
- Factor de Cuchara	= 90%
- Volumen útil de Cuchara	= 2.45 m ³
- Peso por Cuchara	= 2.45 m ³ x2.26 TMS/M ³
	= 5.54 TMS
- N° de Cucharas por Disparo	= 160 m ³ /2.45m ³
	= 66 cucharones

CICLO DE OPERACION:

Tiempo de carguío	= 0.8 min.	N° de ciclos/hr	= (60/4.63)min
Viaje cargado	= 1.74 min.		= 13 ciclos/hr
Giro y Descarga	= 0.60 min.		
Viaje Vacío	= 1.49 min.	Producción/hr	= 13x5.54 TMS/hr
Ciclo	= 4.63 min.		= 72.02 TMS/hr
Ciclo Total de Limpieza	= 4.63 (min/cuch.) x 66 cuch.		
	= 305.58 min.		
Pérdida de Eficiencia	= 15%		
Ciclo total de Limpieza Neta	= 305.50/0.85 min		
	= 359.50 min.		
Ciclo total de Limpieza neta	= 6.00 hrs.		

Relleno de Cámaras

Volumen de Mineral Extraído	= 160m ³
Densidad de Relleno	= 2.5 TMS/m ³
Factor de Esponjamiento	= 60%
Densidad Suelta	= 1.56 TMS/m ³
Toneladas de Relleno	= 160 x 1.56
	= 249 TMS
Tiempo Total de Relleno	= 249/72.02
	= 3.45 hrs.
Se va a Rellenar 2 cámaras	= 6.9 hrs.

Acarreo de Mineral

El mineral que cae a través de la chimenea de Mineral (ore pass); a los niveles inferiores, es cargado mediante un scoop EJC 100 (diesel) aun camión de bajo perfil EJC 415, el cual hace un recorrido aproximado de 200 mts. entre el punto de carguío y el ore pass (CH 580).

En la Tabla 3 se describe el ciclo de acarreo de estos equipos. Estos análogamente se realizará con 2 tajeos simultáneos.

Todos los niveles de explotación de la zona Arabia están conectados al ore pass (CH 580). Este ore pass tiene aproximadamente 190 mts. de longitud y esta conectado desde el NV 270 al NV 460.

El nivel principal de extracción es el NV 270, donde hay un Pocket que almacena el mineral de los niveles superiores. Este pocket tiene unido una compuerta neumática, donde controla el carguío de mineral a los Dumper Volvo, que luego es transportado a la planta.

TABLA N° 3

ACARREO DE MINERAL

- TOLVA DE CAMION 6.9 m³ (13 TMS)
- CAP. CUCH. SCOOP 2.1 m³ (2.94 TMS/VIAJE)
- SCOOP/DUMPER = 6.9/2.1 = 4 VIAJES
- VOLUMEN DE CAMARA 160 m³
- DUMPER/CAMARA = ----- = -----
- TOLVA DE CAMION 6.9 m³
- = 24 DUMPER/GUARDIA

- RECORRIDO PROMEDIO DEL SCOOP PARA CARGAR AL CAMION: 60 mts.
- CICLO DEL SCOOP:
- TIEMPO NETO PARA CARGA UN CAMION
- Tiempo de carguio = 0.6 min.
- Viaje cargado (75.10 m/min.) = 0.79 min.
- Giro y descarga = 0.5 min.
- Viaje vacio (80.46 m/min) = 0.75 min.
-
- DURACION DEL CICLO = 2.64 min.

- TIEMPO PARA CARG AL CAMION = 2.64 min. x 4
- = 10.56 min.

- TIEMPO DE EXTRACCION DE LA CH DE MINERAL = 24.00 x 10.56 min. = 253.44 min.
- CICLO DEL CAMION: = 4.22 HORAS

- RECORRIDO PROMEDIO DEL CAMION ENTRE PUNTO DE CARGUIO Y CH 580 (OREPASS) = 200 mt.
- Tiempo de carguio = 10.56 min.
- Viaje cargado (120 m/min.) = 1.66 min.
- Descarga = 0.8 min.
- Viaje vacio (134 m/min) = 1.44 min.
-
- Ciclo total = 14.51 min.

- TIEMPO DE ACARREO - 24.00 x 14.51 min. = 348.24 min.
- 348.24 min.
- = ----- = 5.8 hrs.
- 60 min.

3.10.1.6 Preminado

Para iniciar la expansión propuesta se deben ejecutar los siguientes trabajos de preminado:

	SECCION	CANTIDAD
Rampas	3.50 x 3.50 mt.	1,340.00 mt.
By pass	3.00 x 3.00 mt.	1,600.00 mt.
Ventanas de Mineral	3.00 x 3.00 mt.	1,600.00 mt.
Ventanas en Desmonte	3.00 x 3.00 mt.	2,540.00 mt.
Cruceros de Conexión	3.00 x 3.00 mt.	224.00 mt.
Cruceros CH. de Relleno	3.00 x 3.00 mt.	568.00 mt.
Cruceros CH. de Mineral	3.00 x 3.00 mt.	568.00 mt.
Cruceros para Servicios	3.00 x 3.00 mt.	200.00 mt.
CH. de Mineral	2.00 x 2.00 mt.	208.00 mt.
CH. de Relleno	2.00 x 2.00 mt.	208.00 mt.
CH. de Ventilación	2.00 x 2.00 mt.	240.00 mt.
		<hr/>
T O T A L		9,316.00 mt.

Estos trabajos servirán para una explotación mínima de un año y para 4 tajeos preparados.

3.10.1.7 Desarrollo y Preparación durante la Operación

Con el objeto de reemplazar las labores de donde se extrae el mineral es necesario continuar con los desarrollos de los niveles 460 y 410 de acuerdo con nuestros parámetros conservadores hay que desarrollar y

preparar como máximo las siguientes labores para 6 meses:

	SECCION	CANTIDAD
5 Rampas	3.50 x 3.50 mt.	335 mt.
60 By pass	3.50 x 3.00 mt.	500 mt.
50 Ventanas de Mineral	3.50 x 3.00 mt.	800 mt.
50 Ventanas en Desmante	3.50 x 3.00 mt.	500 mt.
5 Cruceros CH. de Relleno	3.50 x 3.00 mt.	142 mt.
5 Cruceros CH. de Mineral	3.50 x 3.00 mt.	142 mt.
5 Cruceros para Servicios	3.50 x 3.00 mt.	50 mt.
8 Cruceros de Conexión	3.50 x 3.00 mt.	56 mt.
1 CH. de Mineral	2.00 x 2.00 mt.	52 mt.
1 CH. de Relleno	2.00 x 2.00 mt.	52 mt.
1 CH. de Ventilación	2.00 x 2.00 mt.	60 mt.
Rebaje de Accesos	m ³	3,703

Todos estos trabajos son para un tajeo de 100 mts. de longitud.

Asignación de Equipo

Perforación y Disparo

La perforación de las rampas, by-pass y ventanas de acceso se realizará con 2 jumbos hidráulicos de 1 brazo ubicados en ambos niveles (Nv 400 y Nv 410), la voladura se efectuará con dinamita de 65% de fuerza con

cartuchos de 8" x 1 1/8", esto servirá como iniciador, ya que la columna de carga en los taladros estará compuesto por ANFO siendo su factor de carga de 1.20 kg/m³.

En la tabla 4 se muestra el ciclo de perforación para rampas y ventajas de acceso.

De acuerdo con el desarrollo y preparación propuestas, se necesitan como máximo un equivalente de 17 mts. a avance diario en estos el avance puede ser cubierto de 3 guardias, quedando cierta holgura para eventualidades.

Limpieza de los frentes

Para las labores de limpieza, se necesita tener flexibilidad en el equipo, siendo necesario un cargador frontal accionado por motor diesel y con una capacidad de cuchara de 2,8 yd³, el ciclo de limpieza de esta unidad se presenta en la tabla N° 5.

3.10.1.8 Selección y requerimiento de equipo

- Equipo para Tajeos

El equipo para expansión será el

adecuado para cubrir una producción de 2,160 TMS de la zona Amelia (Mantos) ubicados en 2 niveles.

- Equipo de Perforación

Se hicieron los análisis comparativos entre máquinas perforadoras Jacklegs y perforadoras stopers, optándose por perforadoras stopers; por su versatilidad, para perforar taladros verticales con una inclinación de 60°.

Se emplearán 2 máquinas perforadoras por cámara.

- Equipo de Carguío

De acuerdo con los análisis comparativos entre cargadores frontales eléctricos de 2.8 yd³ y 3.5 yd³ se llegó a la conclusión que es mejor utilizar cargadores de 3.5 yd³ para cumplir con la producción diaria.

Se necesitarán 2 cargadores eléctricos para los tajeos y uno en stand by este último del tipo diesel. Estos cargadores serán hábiles para

subir en gradientes de 15% funcionar con la adecuada potencial de 4.500 m.s.n.m. trabajar 3 guardias por día, 6 días por semana y 312 días al año.

Según especificaciones técnicas deben tener radios de curvatura de 3.2 mts. mínimo, en el diseño de minado es de 3.5 mts. dando un amplio margen.

- Equipo para Desarrollos y Preparación

Perforación

Equipo para perforación constara de 2 jumbos hidráulicos que serán autopropulsados por motores diesel, capaces de operar a gradientes de 15% y en condiciones severas de trabajo.

La longitud de perforación será de 3.60mts. para cada taladro y de velocidades teóricas de 0.467 mts/min para taladros centrales y de 1.86 mts/min. para taladros laterales. La energía disponible en los frentes es de 440 voltios.

Las entradas a los tajeos tienen curvas de 3.50 mts. de radio interno y son restrictivas para las dimensiones y ventilación especialmente.

Limpieza

Se utilizará 2 cargadores frontales de bajo perfil tipo diesel de 2.8 yd³ (EJC 100), debido a la sección del frente de trabajo así como a la flexibilidad en su transporte.

Deberá dejar un espacio de 0.89 mts. en cada uno de sus costados laterales y por lo menos 0.80 mts. entre la cabeza del operador y el techo de la galería. Cumplirán con las especificaciones de seguridad para ventilación y eliminación de contaminantes especialmente.

- Equipo de transporte

Se usarán camiones de bajo perfil EJC 415 con capacidad de 13 ton., adecuados al volumen del material a ser transportado así como las dimensiones de la galería y las distancias a recorrer. Se usarán 3 camiones (NV 460, NV 410) para extraer mineral uno por cada tajeo y uno para desarrollos y preparaciones.

Todos estos equipos deberán tener acondicionadores para purificar los gases de combustión que emiten.

La holgura entre el camión y la sección de las galerías debe ser de 0.68 mts. a ambos costados.

— Productividad de Equipos

Por observaciones para el cálculo de productividad de equipo se ha determinado como espacio libre óptimo el 40% del ancho del crucero, para que el equipo pueda desarrollar su máxima velocidad de desplazamiento.

Así tenemos:

	ANCHO DEL CRUCERO (mt.)	ANCHO DEL EQUIPO (mt.)	% DE ESPA- CIO LIBRE
En tajeos			
EJC 130 (ELECTRICO)	3.50	1.930	45
Desarrollos y Preparac.			
EJC 100 (DIESEL)	3.50	1,702	52
Acarreo y Transporte			
EJC 415 (DIESEL)	3.50	2,133	40

Observamos que todos ellos tienen un espacio libre óptimo mayor ó igual a 40% por consiguiente se obtendrá el máximo de su productividad.

TABLA N° 4
PARAMETROS DE PERFORACION
(JUMBO - MERCURY 14)

	SECCION	N° DE TALADROS
- DIMENSIONES DE RAMPA	3.50x3.50mt.	40
- DIMENSIONES DE ACCESOS-VENTANAS Y BYPASS	3.50x3.50mt.	40
- TIPO DE CORTE: QUEMADO CON DOS TALADROS CENTRALES -DESCARGADOS		
- DIAMETRO DE TALADRO: 51 mm (2")		
- DIAMETRO DE TALADRO CENTRALES : 102 mm (4")		
- LONGITUD DE TALADROS: 3.60 m (12')		
- EFICIENCIA DEL DISPARO: 3.40 m		
- VELOCIDAD DE PENETRACION TEORICAS: (VER ANEXO 3)		
VELOCIDAD TALADROS CENTRALES: 0.467 m/min		
VELOCIDAD TALADROS LATERALES: 1.869 m/min		
- TIEMPO DE CAMBIO DE TALADRO PARA 1 BRAZO: 30 seg.		
- EFICIENCIA DEL OPERADOR : 85%		
- CONSUMO DE ENERGIA ELECTRICA: 50 HP (37KW-hr)		
- VELOCIDAD DE DESPLAZAMIENTO PROMEDIO: 6km/hr		
- DISTANCIA PROMEDIO ENTRE EL SITIO DE REFUGIO: 500 m. DEL JUMBO Y EL FRENTE		
- FRECUENCIA DE CAMBIO DE BROCA PARA AFILARLO: 80 m. DE PERFORACION		
- TIEMPO DE CAMBIO DE BROCA: 3 min.		

CICLO DE PERFORACION - JUMBO MERCURY 14

-	DESPLAZAMIENTO:	By Pass-Vent.Acc	Rampa
	Velocidad 6 km/hr=100 mts/min		
	Distancia a recorrer=500 mts.		
	Tiempo de desplazamiento	5 min.	5min.
-	CONEXION ELECTRICA:		
	Estimado	10 min.	10min.
-	PERFORACION EFECTIVA:		
	Long. total de perforación		
	Rampa: 40 x 3.60 = 144.00 mts (2")		
	2 x 3.60 = 7.20 mts (4")		
	Tiempo de perforación efectiva:	---	92min.
	144/1.87 + 7.2/0.47		
	By Pass-ventana:		
	36 x 3.60 = 129.6 mts (2")		
	2 x 3.60 = 7.2 mts (4")		
	Tiempo de perforación efectiva:	84.6min.	---
	129.6/1.87 + 7.2/0.47		
-	CAMBIO DE BROCA		
	Cambios de broca de 2		
	4" a 2" y de 2" para afilado		
	Tiempo de cambio 2 x 3 min.	6.00min.	6.00min
-	CAMBIO DE TALADRO		
	Rampas		
	N° de cambios 40 - 2 = 38		
	Tiempo de cambio: 38 x 0.5 min.	---	19.00min
	By Pass - Ventana		
	N° de cambios 36 - 2 = 34		
	Tiempo de cambio: 34 x 0.5 min.	17.00min	---
-	DESCONEXION Y RETIRO		
	Estimado	15.00min	15.00min
	CICLO TOTAL DE PERFORACION	137.60min	147.60min
-	PERDIDA DE EFICIENCIA		
	(Tiempos muertos, disponibilidad)	15%	15%
	CICLO TOTAL DE PERFORACION NETA	161.88min	172.94min
		2.69hrs	2.88hrs
-	CARGUID	0.75hrs	0.75hrs
	Ventilación	0.5 hrs	0.5 hrs
	CICLO DE PERFORACION Y VOLADURA	3.94hrs	4.13hrs

TABLA 5

LIMPIEZA DE FRENTES

GALERIA - BY PASS - VENTANAS

VELOCIDAD CARGADO (15%): 75.10m/min
 VELOCIDAD VACIO (15%): 80.46m/min
 DENSIDAD DEL MATERIAL (IN-SITU): 2.5 TMS/m³
 FACTOR DE ESPONJAMIENTO: 60%
 DENSIDAD DEL MATERIAL (SUELTO): 1.56 TMS/M³
 MODELO DEL CARGADOR CAP. CUCHAR. 2.1m³ (2.8YD³)
 EJC 100 (DIESEL)
 FACTOR DE CUCHARA: 90%
 VOLUMEN UTIL DE CUCHARA: 1.89m³

	RAMPAS	By Pass-Vent. Acc.
LONGITUD MAXIMA DE VIAJE	77.00 mts	126.00 mts.
VOLUMEN ROTO POR DISPARO	41.65 m ³	35.91m ³
N° DE CUCHARONES POR DISPARO	23	19
CICLO DE OPERACION: MINUTOS		
TIEMPO DE CARGUIDO	0.8 min.	0.7 min
VIAJE DE CARGADO	1.0 min.	1.67min
GIRO Y DESCARGA	0.5 min.	0.5 min
VIAJE VACIO	0.95min.	1.56min
CICLO	3.25min	4.43min
	3.25 x 23	4.43 x 19
CICLO TOTAL DE LIMPIEZA	74.75min	84.17min
PERDIDA DE EFICIENCIA	15%	15%
CICLO TOTAL DE LIMPIEZA NETA	74.75min	84.17min
	0.85	0.85
CICLO TOTAL DE LIMPIEZA NETA (HRS)	1.46 hrs	1.65 hrs.

3.10.1.9 Ventilación

Sistema de Ventilación Actual

La ventilación en la Mina Pachapaqui es forzada y se realiza por un sistema aspirante con 3 ventiladores principales axiales de 105,000 CFM c/u.

Los 3 circuitos de ventilación son del tipo "U" donde el flujo de aire circula por los niveles inferiores en sentido horizontal y ascendente ingresando a los tajeos por las rampas principales y auxiliares; evacuándose por las chimeneas hacia los niveles superiores. Los 3 circuitos de ventilación trabajan en forma independiente y en labores diferentes.

Estos sistemas del tipo "U" presentan como característica principal zonas críticas en los puntos de inflexión que es donde se ubican los valores más bajos de depresión y caudal, lo que obliga a controles exhaustivos de las fugas por cortocircuito que se producen en las puertas, taponos deteriorados y labores abandonadas sin rellenar.

En la ventilación auxiliar se usan ventiladores axiales de 30,000 CFM los cuales trabajan en forma aspirante-impelentes, con mangos de ventilación de 24 pulgadas de diámetro, el nivel de cabeza o salida es el NV 350.

Sistema de Ventilación Proyectado

Para poder cubrir la producción de mina 2,500 TMS/día el nivel de cabeza superior deberá ser el NV 460 y el nivel superior actual NV 410 pasará a integrarse al área de tajeos, por lo que tendremos que rediseñar los circuitos de ventilación.

Debido a esto se definen dos circuitos de ventilación independientes del tipo "U" instalándose en cada uno de ellos dos ventiladores en paralelo de 105,000 CFM c/u.

Circuito 1 Galería 530 - NV 370

Circuito 2 Galería 175 - NV 410

3.10.1.10 Programa de Producción

La capacidad de producción de la mina ha sido proyectada a 2,500 TMS/día, igual a 840,000 TMS/año, que será tratada en

preconcentración y se reducirá al 60% igual a 500,000 TMS/año.

ESCALA	PROD. ANUAL	COSTO DE PROD
	TMS/AÑO	US \$/TMS
a) ACTUAL (SIN PROYECTO)	240,000	40.00
b) PROYECTADO (CON PROYECTO)	500,000	48.30

PROGRAMA DE PRODUCCION PROYECTADA

PRODUCCION	PESO TMS	PESO EN TMS/AÑO				
		AÑO 0	AÑO1	AÑO2	AÑO3	AÑO4
MINERAL DE CABEZA	500,000	370,000	500,000	500,000	500,000	500,000
CONC. PLOMO	31,250	21,075	31,250	31,250	31,250	31,250
CONG. ZINC	60,000	37,500	60,000	60,000	60,000	60,000

3.10.2 Aspectos Metalúrgicos

3.10.2.1 Descripción del Proceso Actual de Tratamiento

El transporte del mineral de mina a la planta se realiza con equipo contratado que consta de 4 Dumpers de 25 TM de capacidad cada uno y 4 volquetes de 15 TM de capacidad cada uno.

Llegando a la cancha de gruesos de la planta, se realiza la alimentación a la tolva de gruesos en la proporción que se ha despachado de las diferentes zonas de la mina, esta alimentación se realiza con un cargador frontal CAT 930.

La planta actual consta de sección chancado, sección molienda, sección flotación, sección espesamiento y filtrado y sección despacho de concentrados.

Sección Chancado

El mineral proveniente de la mina después de llegar a la tolva de gruesos alimenta a una chancadora de quijadas 15 x 36" (chancado primario), que reduce aproximadamente de 12" a 2 3/4", todo este a una zaranda vibratoria 4' x 8' de doble piso (3/4" x 3/4" y 1/2" x 1/2") cuyos finos van al stock pile (tolva de finos) y el + 3/4" es llevado mediante fajas a una chancadora RUSA CM-560 (chancado secundario), que reduce a 3/4" y luego pasa a ser clasificado en una zaranda vibratoria de 6' x 12' de doble piso (3/4" x 5' y 1/2" x 5"); el +3/4 se alimenta a una chancadora Allis Chalmers (Chancado

terciario) que reduce a 1/2" el cual pasa a la tolva de finos al igual que el producto de -1/2" de la zaranda.

Sección Molienda y Clasificación

Para la molienda se cuenta con un molino de barras 6' de diámetro por 10' de largo COMESA que actúa como molienda primaria, la alimentación a este molino es de 75% malla - 1/2" y llega mediante fajas, aquí se reduce a un promedio de 93% malla -10, esta descarga junto con la descarga de los tres molinos de bolas 6' Φ x 6' de largo (molienda secundaria), trabaja en circuito cerrado con un ciclón D-20.

Las barras empleadas en el molino 6' x 10' son de 2 1/2" de diámetro y la dimensión de las bolas que se emplean en los molinos 6' x 6' varía entre 1 1/2" Y 2" de diámetro.

Sección Flotación

El over flow del ciclón D-20, 52% malla - 200 y 40% solidos alimenta a una celda unitaria, la cola de ésta a una celda morococha 8' x 8' y cuya cola es la alimentación del circuito de plomo.

Este circuito de plomo consta de 6 celdas Rougher D-30 de 100 pies³ y 6 celdas de limpieza Denver #21 de 40 pies³. Los concentrados de las celdas unitarias, Morococha y Denver van a la relimpieza en un acondicionador 6' x 6' y 12 celdas Denver #18 de 18 pies³, de aquí sale el concentrado de plomo.

Las colas del circuito de plomo constituye la cabeza de zinc que es alimentada a 2 celdas Morococha 8' x 8' que actúa como Rogher, las colas de estas son alimentadas a 3 bancos de 4 celdas Denver #21 cada uno y a 3 bancos de 4, 4 y 2 celdas Denver #21 que son paralelos.

Junto con las espumas de la celda Morococha van a una bomba 5" x 4" que alimenta a una celda Morococha 8' x 8' cuyas espumas trabajan en circuito cerrado con el banco de limpieza de 6 celdas Denver #21.

Las espumas de las 2 primeras celdas del banco de limpieza dan el concentrado de zinc.

Sección Espesamiento y Filtrado

El concentrado de zinc va directamente a un espesador 14' x 10' y luego pasa a un filtro de 6'φ de 4 discos, mientras que los concentrados de plomo pasan a cochas donde son decantados.

Sección Despacho de Concentrados

Los concentrados son apilados en sus respectivas canchas y de éstas se cargan a los camiones a granel con apoyo del cargador frontal CAT-930. (Ver Plano 11).

3.10.2.2 Programa de Ampliación de Planta Concentradora

Dado que la producción de mina ha sido proyectada a 2,500 TMS/día y la capacidad efectiva de la planta concentradora a 1,500 TMS/día, esto indica que la producción de la mina debe ser tratada primero en una planta de pre-concentración a fin de reducirlo en un 60% y así de esta manera aumentar la homogenización de la composición del mineral.

El programa de ampliación de la planta de concentradora, consistirá primero de la

construcción de una planta de pre-concentración la misma que será construida a 10 kms. de la planta concentradora, en la zona de PAMPA CARA, debajo de la falda del cerro CONDORHUAY, cerca a las labores mineras de la zona Amelia. Segundo es la ampliación de la planta concentradora a fin de lograr pasar 1,500 TMS/día.

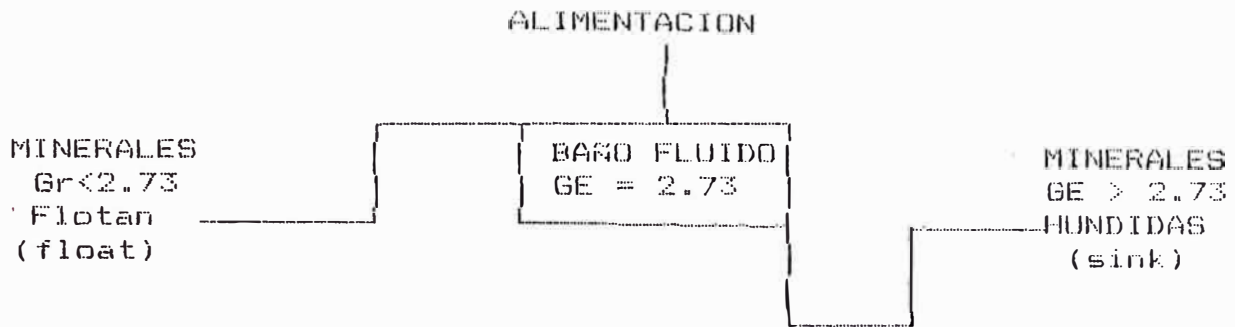
3.10.2.3 La Pre-Concentración

La pre-concentración también se le suele llamar también "sink and float", "separación en medio denso" ó "separación en medios pesados" usualmente se la abrevia como "DMS".

Principio del DMS

Si el flujo de alta densidad conveniente, se puede mantener en una condición suficientemente quieta y estable, las partículas relativamente pesadas alimentadas a él se hundirán, mientras que las ligeras flotarán.

EL PRINCIPIO SE ILUSTRASEGUN EL ESQUEMA



La principal aplicación del DMS es que puede eliminar la roca de pesos livianos en la primera etapa de la molienda. Este es un tratamiento de sorting (Pallaqueo), empleado para eliminar desmonte estéril o mena de ley demasiado pobre para un tratamiento garantizado en la concentración.

3.10.2.4 Proceso de Pre-Concentración

El mineral procedente de la mina se tritura a $< 2\frac{1}{2}$ " en una chancadora de quijadas 14" x 36" y luego es clasificado en húmedo a $< 1/4$ " sobre una zaranda vibratoria de 16' x 7'. El producto $1/4" - 2\frac{1}{2}"$ procedente de la zaranda es alimentado a razón de 110 ton/hora a un tambor Wemco HMS de 2.4 mts. de diámetro con una capacidad de rebose de 63.5 tons/hora.

La suspensión utilizada para el medio denso esta constituida por una mezcla de ferrosilicio (60%) y magnetita (40%). La densidad de esta suspensión se mantiene regulada a un valor constante de 2.76.

En el tambor Wembo, los productos 1/4" - 2 1/2" se separarán de dos partes:

- Mineral pre-concentrado (sink) son hundidos y continuamente removidos por medio de los cangilones y;
- Estériles (float) son evacuados por rebose.

Las fracciones pesadas (sink) y ligeras (float) pasan a través de 2 zarandas vibratorias, donde el medio es rápidamente escurrido y bombeado de vuelta al tambor. Las fracciones pasan por debajo de un spray lavador de agua para remover parte del medio denso que quedo. Luego ligeros y pesados son escurridos y separadamente descargados al final de la zaranda. El medio denso diluido colectado desde la sección del spray de lavado es recibido en un colector situado en el piso, el cual posteriormente es bombeado al separador magnético, el cual retiene los

sólidos magnéticos (magnetita y ferrosilicio), posteriormente será enviado a el circuito del medio denso. El exceso de Agua y los sólidos no-magnéticos son enviados a las canchas de desmonte ó hacia un sistema de recuperación de agua.

El medio lavado y recuperado es espesado a una densidad requerida por un densificador en espiral, el cual continuamente lo retorna a el circuito de medio denso.

El densificador da un almacenamiento del medio denso lavado, el cual puede ser utilizado inmediatamente por elevación o descenso del densificador en espiral.

La descarga del medio densificado pasa a través de un demagnetizador elicoidal para asegurar una suspensión no-floculada uniforme en el deposito del separador. (Ver Plano 12).

**3.10.3 BALANCE METALURGICO PROYECTADO
CONC. GRAV. Y FLOTACION
PRODUCCION 400,000 TMS/AÑO**

PRODUCTO	PESO TMS	LEYES				CONTENIDOS				RECUPERACION			
		Ag.07/TM	Pb%	Cu%	Zn%	Ag	Pb	Cu	Zn	Ag	Pb	Cu	Zn
CABEZA MINA	840,000	5.90	3,28	0,73	5,14	4'130,000	22,960	5,110	35,980	100.0	100.0	100.0	100.0
PRE-CONCENTRACION	500,000	7.50	3,8	1,08	8.50	3'000,000	15,200	4,320	34,000	76.0	70.0	88.0	95.0
CABEZA PLANTA	500,000	7.50	3,8	1,08	8.50	3'750,000	19,000	5,400	42,500	100.0	100.0	100.0	100.0
CONC. PLOMO	31,250	86.40	48,64	13,82	10.00	2'700,000	15,200	4,319	3,175	72.0	80.0	80.0	7.0
CONC. ZINC	60,000	7.60	2.00	1,5	50.80	456,000	1,200	900	30,480	12.0	6.0	17.0	72.0
RELAVES	408,750	1.46	0.64	0,04	2.17	596,775	2,616	163	8,870	16.0	14.0	3.0	21.0

76

RATIO

K. PRE-CONCENTRACION: 1.68
K. PLOMO: 16.0
K. ZINC: 8.33
K. GENERAL: 5.48

IMPUREZAS

CONC.	As%	Sb%	Bi%	Mn%
PLOMO	0.05	0.60	0.01	6.0
ZINC	0.02	0.05	0.002	3.0

3.11 Generación y Distribución de Energía

3.11.1 Operación Actual

3.11.1.1 Generación

Actualmente para el abastecimiento de energía, se cuenta con la central hidroeléctrica de San Martín con capacidad para 1,500 kw y 6 grupos electrógenos MARCA CAT-3412 de 300 kw cada uno.

Durante los meses de lluvia solo se trabaja con un grupo electrógeno más las turbinas. Pero en época de estiaje el agua disminuye de tal manera que solo genera un 40% de la capacidad de las turbinas por lo que en determinado momento se necesitan hasta 4 grupos electrógenos a la vez, dándonos un total de 1,800 kw.

3.11.1.2 Distribución Actual de Energía

El consumo actual de energía es de 1,750 kw distribuidos de la manera siguiente:

DISTRIBUCION DE ENERGIA

	Hora (kw)	Mes(kw)
Mina	700	420,000
Planta	900	594,000
Campamentos	150	108,000
Total	1,750	1,122,000

DISTRIBUCION DE ENERGIA EN MINA

	Hora (kw)	Mes (kw)
Compresoras	650	390,000
Ventilación y		
Servicios	50	30,000
	<hr style="width: 50%; margin: 0 auto;"/>	<hr style="width: 50%; margin: 0 auto;"/>
Total	700	420,000

DISTRIBUCION DE ENERGIA EN PLANTA

Sección	Hora (kw)	Mes (kw)
Chancado	150	54,000
Molienda	450	324,000
Flotación	100	72,000
Filtrado-relave	150	108,000
Varios	50	36,000
	<hr style="width: 50%; margin: 0 auto;"/>	<hr style="width: 50%; margin: 0 auto;"/>
Total	900	594,000

DISTRIBUCION EN CAMPAMENTOS

	Hora (kw)	Mes (kw)
Campamentos	150	108,000
	<hr style="width: 50%; margin: 0 auto;"/>	<hr style="width: 50%; margin: 0 auto;"/>
Total	150	108,000

3.11.2 Operación Proyectada

3.11.2.1 Nuevas Cargas al Sistema (Mina-Planta)

Para la expansión se está considerando el mayor consumo de energía, tanto en mina como en planta y esto es de acuerdo a la distribución siguiente:

Mina

Equipo	kw	Cantidad	kw-trabajo
Compresora	130	2	260
Jumbo	50	2	100
Scoop Eléctrico	95	2	190

Total			550

Planta

Circuito de Chancado

Equipo	kw	Cantidad	kw-trabajo
Lavado	50	1	50
Tambor Wenco	15	1	15
Chancadora	200	1	200
Roto Factor			

Circuito de Molienda

Equipo	kw	Cantidad	kw-trabajo
Molino Bolas 6'x6'	1	1	100

Circuito de Flotación

Equipo	kw	Cantidad	kw-trabajo
Celda unitaria	20	1	20
Celda flash	30	1	30
Celda de 300 p.c.m	24	4	96
Blower de 3,000 p.c.m	44	1	44

Equipo	kw	Cantidad	kw-trabajo
Acondicionadores	20	2	40
Filtro Denver 4'x6'	20	1	20

Circuito de Relaves

Equipo	kw	Cantidad	kw-trabajo
Bombas de 8"x6"	30	4	120

Total 735

En total se necesitan 1,285 kw adicionales.

3.11.2.2 Requerimientos

Con el fin de cubrir el déficit de energía de 1,285 kw para el estiaje del año 1,992, de acuerdo al balance energético, es necesario

realizar las siguientes obras de hidroeléctricas:

- Afianzamiento hidrico de la actual central de San Martín mediante la ampliación del volumen del embalse de la represa de Yolandacocha para ello se ha considerado la construcción de una represa del orden de 20mts. de altura que permitirá incrementar el volumen embalsado aproximadamente de 1 a 5 millones de metros cúbicos como dicha central presenta una caída de 64 mts. y tiene una capacidad instalada de 1,500 kw/h. con un consumo de 3m³/segundo, el volumen adicional tiene una significancia de 700,000 kw anuales que se generarían durante el periodo de estiaje.
- Desarrollar dos embalses en la quebrada de Quenhuaragra con una capacidad total de 1'800,000m³ y que se beneficiaran a las centrales de San Cipriano, San Martín y San Judas.

CUADRO DE REPRESENTAMIENTO DE AGUA

REPRESA	ACTUAL m ³	ADICIONAL m ³	TOTAL m ³
Yolandacocha	1'000,000	4'000,000	5'000,000
Quenhuaragra I	-.-	1'000,000	1'000,000
Quenhuaragra II	-.-	800,000	800,000
Total	1'000,000	5'000,000	6'800,000

CUADRO DE GENERACION DE ENERGIA EN UN MES
CON EL AGUA REPRESADA (PROYECTADO)

CENTRAL	SAN CIPRIANO	SAN MARTIN	SAN JUDAS	TOTAL
	kw	kw	kw	kw
YOLANDACOCHA	—	1,000	1,000	2,000
QUENHUARAGRA I	750	190	190	1,130
QUENHUARAGRA II	600	150	150	900
TOTAL	1,300	1,340	1,340	4,030

Si esta generación la aprovechamos a razón de 1,000 kw/mes esto nos alcanzará, para 4 meses, que es el tiempo que dura la época de estiaje, todo esto significa energía adicional que se consigue con el represamiento.

— Culminar las obras de la central hidroeléctrica de San Judas que esta prevista equiparse con 3 turbinas de 500 kw cada una para una caída de 64 mt. y una demanda de 3m³/seg. Esta alternativa se encuentra ubicada inmediatamente aguas abajo de la central de San Martín y se beneficiará con el afianzamiento del embalse de Yolandacocha y en la captación de las aguas turbinadas en la central San Martín en el periodo de estiaje.

— Culminar las obras de la central hidroeléctrica de San Cipriano, la cual se alimentará de las aguas de las quebradas de Quenhuaragra y de Shicra-shicra. A la fecha se encuentra avanzadas las plataformas de los canales de aducción, así como los caminos de obra y de servicios. Puesto que esta alternativa presenta una caída de 260 mts. el valor modular de 0.5 m³/seg. Representa aproximadamente 1,000 kw/hr, estimándose la potencia final de 2,000 kw/hr.

CUADRO DE GENERACION DE ENERGIA PROYECTADO

HIDROELECTRICA	GENERACION	GENERACION	TOTAL	REDUCCION(40%)
	ACTUAL	ADICIONAL		ESTIAJE
SAN MARTIN	1,500	—	1,500	600
SAN JUDAS	—	1,500	1,500	600
SAN CIPRIANO	—	—	2,000	800
	-----	-----	-----	-----
TOTAL	1,500	3,500	5,000	2,000

Con la culminación de las obras de las centrales hidroeléctricas estaría cubierto el déficit de energía para la expansión. (Ver Plano 13).

CAPITULO IV
INVERSION Y FINANCIACION

4.1 Inversión Fija

- Minería

<u>EQUIPO DE MINA</u>		Proveedor	Monto
			Miles \$
1.	Cuatro Dump Scoop E	Jarvis Clark	700
2.	Dos Dump Scoop	Aenco	132
3.	Tres camiones de bajo perfil	Jarvis Clark	576
4.	Cargador frontal	Jarvis Clark	100
5.	Repuestos de trackless	Jarvis Clark	158
6.	Dos Jumbos hidráulicos	Atlas Copco	530
7.	Barrenos Rock Tools	Atlas Copco	50
8.	Aranceles de Aduana	Callao	254

Desarrollo Minero

1.	Explotaciones y Desarrollo		2,500

			5,000

- Concentración

<u>EQUIPO DE PLANTA CONCENTRADORA</u>		PROVEEDOR	MONTO
			Miles \$
1.	Sistema de lavado	Plus Metal	32
2.	Trituradora rotopactor	T. SPISA	166
3.	Un molino de bolas 6' x 6'	COMESA	230
4.	Cuatro celdas de 300 p.c.m.	OUTOKUMPO	100

5.	Una celda unitaria	DENVER	20
6.	Una celda flash	OUTOKUMPO	40
7.	Dos acondicionadores de 8' x 8'	M. y C. MARQUINA	30
8.	Un filtro completo Denver	PLUS METAL	100
9.	500m. de tubería de 5" 0	MULTIEXPORT	40
10.	Cuatro bombas de 8' x 6' relaves	M. y C. MARQUINA	30
11.	Un blower de 3.56 3,000 p.c.m.	ATLAS COPCO	30
12.	Pre concent. sink and float	B. FORTUNA	500
13.	Aranceles de Aduana	CALLAO	152
			1,500

- FUERZA ELECTRICA

<u>EQUIPO DE HIDROELECTRICAS</u>		PROVEEDOR	MONTO
(CENTRAL HIDROELECTRICA			MILES \$
SAN JUDAS TADEO)			
1.	600 mts. de tubería de presión	ALABRESA	600
2.	4,000 mts. de línea de alta tensión	PIRELLI	250
3.	Tres turbinas tipo france (comp)	ALGESA	450
4.	Una peltón vertical (1,000 kw)(comp)	ALGESA	150
5.	Tres transformadores y tableros	DELCROSA	150
 <u>INSTALACIONES</u>			
1.	CONSTRUCCIONES MECANICAS		800
	(HIDROELECTRICAS)		2,400

-	Servicios Auxiliares	
	<u>CONSTRUCCIONES CIVILES</u>	
1.	Carreteras y Puentes	121
	2,000 mts. 50% tierra y 50% roca	
2.	Construcciones Industriales	77
	1,000 m ² techado	
	<u>OBRAS CIVILES</u>	
1.	Base de planta de Benef.	143
	<u>HIDROELECTRICA:</u>	
1.	Excavación	154
2.	Canal de conducción	308
3.	Canal del presión	165
4.	Casa fuerza	77
5.	Sub-estaciones	55
		<hr/>
		1,100
	 SUB-TOTAL INVERSIONES FIJAS	 10,000
	 CAPITAL DE TRABAJO	
1.	Capital de Trabajo para comercialización	1,000
	Sub-total Capital Trabajo	1,000
	Inversión Total del Proyecto	11,000

4.2 Estructura de Inversión y Financiamiento

ESTRUCTURA DE INVERSION Y FINANCIAMIENTO (MILES US \$)			
CONCEPTO	APORTE	FOR FINANCIAR	TOTAL
EXPLORACION Y DESARROLLO MINA	1,500	1,000	2,500
MAQ. Y EQ. MINA	600	1,900	2,500
MAQ. Y EQ. PLANTA	100	1,400	1,500
CENTRAL HIDROELECTRICA	100	1,900	2,400
CONSTRUCCIONES CIVILES	500	600	1,100
CAPITAL DE TRABAJO		1,000	1,000
TOTAL	3,200	7,800	11,000
PORCENTAJE %	30	70	100

4.3 CALENDARIO DE INVERSIONES, DESEMBOLSO Y FUENTES

CONCEPTO	TOTAL	INVERTIDO	FOR INVERTIR
		(1)	(2)
A. EXPLORACION Y DESARROLLO MINERO	2,500	1,500	1,000
B. MAQ. Y EQ. DE MINA	2,500	600	1,900
C. MAQ. Y EQ. DE PLANTA	1,500	100	1,400
D. EQUIPO CENTRAL HIDROELECTRICA	2,400	500	1,900
E. CONSTRUCCIONES CIVILES	1,100	500	600
F. CAPITAL DE TRABAJO	1,000		1,000
TOTAL	11,000	3,200	7,800

(1) RECURSOS PROPIOS FINANCIEROS

(2) FUENTES DE FINANCIACION

4.4 Calendario de Ejecucion Complementaria

PROYECTO	MESES 1991					
	FEB.	MAR.	ABR.	MAY.	JUN.	JUL.
A. EXPLORACION Y DESARROLLO MIN.	—————					
B. COMP. DE EQUIPO MINA	—————				I	
C. COMP. DE EQUIPO PLANTA	—————				Z	
D. TERM. EQ. HIDROELECTRICA	—————				H	██████████
E. OBRAS CIVILES	—————					
F. MONTAJE E INSTALACION DE EQUIPO DE PLANTA			—————		C	██████████
G. MONTAJE E INSTALACION EQUIPO HIDROELECTRICA		—————			H	██████████
H. CONST. DE VIVIENDAS PERMANENTES	—————					

CALENDARIO DE INVERSIONES COMPLEMENTARIAS						
	TOTAL 1991	FEB.	MAR.	ABR.	MAY.	JUN.
INVERSIONES	7,800	2,500	2,500	2,500	300	...
DESEMBOLSO	7,800	2,500	2,500	2,500	300	...

4.5 Fuentes Alternativas de Financiamiento

El monto a financiarse es de US \$ 7'800,000, que representa el 70% de toda la inversión total del proyecto, siendo el 30% restante aporte propio de la empresa.

El plazo total de amortización es de 60 meses, teniendo como plazo de gracia de 12 meses y la tasa de interés del préstamo es del 10%.

Se tiene como tecnología seleccionada, explotación electrónica, minado mecanizado, preconcentración gravimétrica, concentración selectiva, energía hidroeléctrica y administración computarizada. En cuanto al requerimiento de insumos a utilizarse serán nacionales e importados.

De acuerdo con el estudio del mercado de metales que producirá el proyecto, la demanda es bastante expectante y amplia. La producción total de la Empresa esta vendida hasta fines de 1,993.

La Empresa cuenta como garantías, contratos de ventas de la producción total, valor neto de los activos fijos, valor de rescate de los equipos y maquinarias y el valor útil bruto de las reservas de minerales.

4.6 Servicio de la Deuda

ANO	INTERESES US \$	CAPITAL US \$	SERVICIO US \$
0	780		780
1	680	2,000	2,680
2	480	2,000	2,480
3	280	1,800	2,280
4	90	7,800	1,890
TOTAL	2,310	7,800	10,110

CONDICIONES

PLAZO TOTAL	:	60 MESES
PLAZO DE PAGO	:	48 MESES
PLAZO DE GRACIA:		12 MESES
INTERESES	:	10%
MONTO	:	US \$ 7,800,000

CAPITULO V

PRESUPUESTO DE INGRESOS Y COSTOS

5.1 Programa de Producción y Ventas durante la vida útil del proyecto.

- Producción

ESCALA	PRODUCTO ANUAL TMS/AÑO	COSTO DE PRODUCCIO US \$ / TMS
a) ACTUAL (PROYECTADO)	240,000	40.00
b) PROYECTADO (SIN PROYECTO)	500.00	48.30

PRODUCCION INCREMENTAL POR AÑO (SIN LA ACTUAL)					
PRODUCTO	PESO TMS	LEYES			
		Ag.Oz/TM	Pb%	Cu%	Zn%
MINERAL DE CABEZA	260,000	7.5	3.80	1.08	8,50
CONC. PLOMO	16,250	48.64	48.64	13.82	10.00
CONC. ZINC	31,212	7.60	2.00	1.50	50.80

PRODUCCION INCREMENTAL POR AÑO (ACTUAL MAS EL PROYECTO)					
PRODUCTO	PESO TMS	LEYES			
		Ag.Oz/TM	Pb%	Cu%	Zn%
MINERAL DE CABEZA	500,000	7.50	3.80	1.08	8,50
CONC. PLOMO	31,250	86.40	48.64	13.82	10.00
CONC. ZINC	60,000	7.60	2.00	1.50	50.80

PRODUCCION	PESO TMS	PESO EN TMS/AÑO				
		AÑO 0	AÑO1	AÑO2	AÑO3	AÑO4
MINERAL DE CABEZA	500,000	370,000	500,000	500,000	500,000	500,000
CONC. PLOMO	31,250	21,075	31,250	31,250	31,250	31,250
CONC. ZINC	60,000	37,500	60,000	60,000	60,000	60,000

5.2 Valorización del Producto

PRODUCTO	PESO TM	VALOR UNITARIO US \$ / TM	VALOR TOTAL US \$ / TM
CONC. PLOMO	31,250	551.53	17'235,312
CONC. ZINC	60,000	342.44	20'546,400
TOTAL			37'781,712
VALOR / TMS DE MINERAL: \$ 37'781,712 / 500,000 TM = \$ 75.56			

EN CONDICIONES NORMALES: REDUCCION DE 20.00%

PRODUCTO	PESO TM	VALOR UNITARIO US \$ / TM	VALOR TOTAL US \$ / TM
CONC. PLOMO	31,250	441.32	13'788,125
CONC. ZINC	60,000	273.95	16'437,000
TOTAL			30'225,125
VALOR / TMS DE MINERAL: \$ 30'225,125 / 500,000 TM = \$ 60.45 / TM			

ANEXO 4

AÑOS	0	1	2	3	4
Producción Total TM/Año	370,000	500,000	500,000	500,000	500,000
Ventas Netas Anuales (60.45)	22,366	30,225	30,225	30,225	30,225

5.3 Costos de Producción

COSTOS UNITARIOS (US \$/TM DE MINERAL)		
CONCEPTO	ACTUAL SIN PROYECTO	PROYECTADO TOTAL CON PROYECTO
MINA	14.00	19.50
PLANTA CONCENTRADORA (SINK AND FLOAT Y FLOTACION)	5.00	9.00
SERVICIOS	2.00	3.50
GASTOS DE OPERACION	7.00	10.00
GASTOS FINANCIEROS	12.00	3.78
TRIBUTACION	--	2.52
TOTAL	40.00	48.30

(Ver Anexo 5)

5.4 Depreciación

<u>ACTIVOS FIJOS</u>	CON PROYECTO
1. EQUIPOS Y MAQUINARIA DE MINA	US \$ 2'500,000
2. EQUIPO DE PLANTA CONCENTRADORA	US \$ 1'500,000
3. EQUIPO DE CENTRAL HIDROELECTRICA	US \$ 1'600,000

	US \$ 5'600,000

DEPRECIACION DE ACTIVOS (METODO DE LINEA RECTA)

VALOR POR DEPRECIAR	=	US \$ 5'600,000
NUMERO DE AÑOS	=	5 AÑOS
DEPRECIACION DEL PERIODO	=	US \$ 5'600,000/5 AÑOS
	=	US \$ 1'120,000

CAPITULO VI

EVALUACION FINANCIERA DEL PROYECTO

6.1 Estado de Ganancias y Pérdidas

Producción Incremental: 260,000 TMS / AÑO

EN MILES DE US \$

AÑOS	0	1	2	3	4
PRODUCCION INCREMENTAL	130,000	260,000	260,000	260,000	260,000
VENTAS NETAS ANUALES (\$ 60.45/TMS)	7,858	15,717	15,717	15,717	15,717
COSTOS: OP., AD. Y VENTAS, ETC. (\$ 48/TMS)	6,279	12,558	12,558	12,558	12,558
UTILIDAD DE OPERACION	1,579	3,159	3,159	3,159	3,159
INTERESES	780	680	480	280	90
DEPRECIACION DE AC. FIJOS	--	1,120	1,120	1,120	1,120
AMORTIZACION DE AC. INTANGIBLES	392	1080	1080	1080	1080
RENTA NETA	407	279	479	679	869
UTILIDAD IMPONIBLE	407	279	479	679	869
IMPUESTOS (30%)	121	84	144	204	261
UTILIDAD DESPUES DE IMPUESTOS	286	195	335	475	608
PARTICIPACION TRABAJADORES (10%)	29	20	34	48	61
INGEMMET (1.50%)	4	3	5	7	9
UTILIDAD NETA	253	172	296	420	538
FLUJO ACUMULADO	253	425	721	1,141	1,679

6.2 Cuadro de Fuentes y Uso de Fondos

Producción Incremental: 260,000 TMS / AÑO

EN MILES DE US \$

AÑOS	0	1	2	3	4
FUENTES:					
APORTE PROPIO DE LA EMPRESA	3,200				
CREDITOS - PRESTAMOS	7,800				
VENTAS	7,858	15,717	15,717	15,717	15,717
VALOR RESIDUAL	----	----	----	----	3,159
RECUP. CAPITAL DE TRABAJO	----	----	----	----	90
TOTAL FUENTE	18,858	15,717	15,717	15,717	1,120
USOS:					
INVERSIONES	11,000				
COSTOS OP. AD. VENTAS, ETC.	6,279	12,558	12,558	12,558	12,558
SERVICIO DE LA DEUDA	780	2,680	2,480	2,280	1,890
IMPUESTOS	121	84	144	204	261
PARTIC. TRABAJADORES	29	20	34	48	61
INGEMMET	4	3	5	7	9
TOTAL USOS	18,213	15,345	15,221	15,097	14,779
FONDOS DISPONIBLES NETOS	645	372	496	620	4,138
FONDOS NETOS ACUMULADOS	645	1,017	1,513	2,133	6,371
INDICES DE COBERTURA:					
RELATIVO	1,83	1,14	1,2	1,27	3,19
ABSOLUTO	1,83	1,38	1,61	1,94	4,37

6.3 Efecto Incremental del Proyecto

Un efecto adicional del Proyecto por aplicación del proceso Pre-concentración Gravimétrica, es el incremento del Valor neto de la producción actual. El Valor actual del mineral de US \$ 40.00/TM se incrementa a US \$ 60.45/TM.

Igualmente el costo actual del US \$ 40.00 TM se incrementa a US \$ 48.30/TM como consecuencia el incremento neto del mineral actual es:

(60.45 - 40.00 = 20.45 y los costos : 40.00 - 48.30 = - 8.30) de \$ 20.45 - \$ 8.30 = \$ 12.15/TM.

Para la producción total actual de 240,000 TMS/AÑO, el incremento es de 240,000 TM/AÑO x \$ 12.15 = \$ 2'916,000.

6.4 Evaluación Económica - Financiera

FLUJO DE CAJA PROYECTADO

EN MILES DE US \$

RUBROS CONTABLES	0	1	2	3	4
BENEFICIOS:					
- PRODUCCION INCREMENTAL T	130,000	260,000	260,000	260,000	260,000
- VENTAS INCREMENTALES	7,859	15,717	15,717	15,717	15,717
- EFECTO INCREMENTAL	2,916	2,916	2,916	2,916	2,916
- VALOR RESIDUAL					
COSTOS:					
- COSTOS INCREMENTALES	6,279	12,558	12,558	12,558	12,558
- INVERSIONES	11,000				
FLUJO DE CAJA ECONOMICO	(6,505)	6,075	6,075	6,075	8,803
- CAPITAL DE TRABAJO	(1,000)				1,000
- INTERESES	(780)	(680)	(480)	(280)	(90)
- IMPUESTOS	(121)	(84)	(144)	(204)	(261)
- PARTIC. TRABAJADORES	(29)	(20)	(34)	(48)	(61)
- INGEMMET	(4)	(3)	(5)	(7)	(9)
FLUJO DE CAJA FINANCIERO	(8,439)	5,288	5,412	5,536	9,382

INGRESOS UNITARIOS \$ 60.45 / TM

COSTOS UNITARIOS \$ 48.30 / TM

EFFECTO SOBRE PROD. ACTUAL \$ 12.15 / TM

6.4.1 Valor Actual Neto y Tasa Interna de Retorno Económico

AÑO	FLUJO DE CAJA ECONOMICO	FACTOR DE DESCUENTO AL 10%	VANE AL 10%	VANE AL 80%	VANE AL 90%
0	(6,505)		(6,505)	(6,505)	(6,505)
1	6,075	0.90909	5,523	3,375	3,197
2	6,075	0.82645	5,021	1,875	1,683
3	6,075	0.75131	4,564	1,042	886
4	8,803	0.68301	6,013	839	675
			14,616	+626	-64

$$TIRE = 90 - \left(\frac{64}{626 + 64} \right) = 89\%$$

$$VANE(10\%) = 21,121 - 6,505 = 14,616$$

6.4.2 Valor Actual Neto y Tasa Interna de Retorno Financiero

AÑO	FLUJO DE CAJA FINANCIERO	FACTOR DE DESCUENTO AL 10%	VANF AL 10%	VAN AL 50%	VAN AL 60%
0	(8,439)		(8,439)	(8,439)	(8,439)
1	5,288	0.90909	4,807	3,525	3,305
2	5,412	0.82645	4,473	2,405	2,114
3	5,536	0.75131	4,159	1,640	1,352
4	9,382	0.68301	6,408	1,853	1,432
			11,408	+984	-236

$$TIRF = 60 - \left(\frac{236}{984 + 236} \right) = 58.0\%$$

$$VANF(10\%) = 19,847 - 8,439 = 11,408$$

Los resultados obtenidos nos demuestran que el efecto del incremento de producción determina un valor presente económico del proyecto de US \$ 20,553 millones de dólares y un valor presente y financiero de US \$ 17,179 millones de dólares.

Las tasas de retorno tanto económico de 89.00%, como financiero de 58.0% nos determinan la bondad del proyecto.

6.5 ANALISIS DE SENSIBILIDAD

a) ¿Cómo afectaría a la utilidad, UPNE, VPNE, TIRE, TIRF una disminución o aumento DE 50,000, 100,000 y 150,000 TMS en la producción incremental, si el valor del mineral se mantiene constante.

Tabla de sensibilización de las utilidades

VOLUMEN INCREMENTAL DE PRODUCCIO (TMS)	INGRESOS POR VENTAS x 1000 US \$	COSTOS INCREMENTALES x 1000 US \$	UTILIDAD x 1000 US \$	VPNE AL 10%	VPNF AL 10%	TIRE	TIRF
410,000	24,785	19,803	4,982	21,306	17,308	139%	93.0%
360,000	21,762	17,388	4,374	19,074	15,867	120.7%	79.92%
310,000	18,740	14,973	3,767	16,846	12,848	104.42%	67.15%
260,000	15,717	12,558	3,159	14,616	11,408	89%	58%
210,000	12,695	10,143	2,552	12,388	9,181	75.20%	47.95%
160,000	9,672	7,728	1,944	10,157	6,969	61.99%	38.30%
110,000	6,650	5,313	1,337	7,929	4,722	49.57%	28.71%

b) ¿Cuánto debería variar el precio para mantener constante la utilidad ante un aumento y disminución de 50,000, 100,000, 150,000 TMS en la producción incremental.

Tabla de sensibilización del valor unitario del Mineral (US \$/MTS)

UTILIDAD US \$	VOLUMEN INCREMENTAL DE PRODUCCION (TMS)	COSTOS INCREMENTALES x 1000 US \$	INGRESOS POR VENTAS x 1000 US \$	VALOR UNITARIO DEL MINERAL US \$/TMS
3,159	410,000	19,803	22,962	56.00
3,159	360,000	17,388	20,547	57.07
3,159	310,000	14,973	18,132	58.49
3,159	260,000	12,558	15,717	60.45
3,159	210,000	10,143	13,302	63.34
3,159	160,000	7,728	10,887	68.04
3,159	110,000	5,313	8,472	77.01

c) ¿Cuánto debería variar la producción incremental ante una disminución y aumento del valor del mineral, en \$ 5.00, \$ 10.00, \$ 15.00 para mantener constante la utilidad.

Tabla de sensibilización de la cantidad.

UTILIDAD x US \$ 1,000	VALOR DEL MINERAL US \$/TM	VOLUMEN INCREMENTAL DE PRODUCCION (TMS)
3,159	75,45	208,310
3,159	70,45	223,094
3,159	65,45	240,137
3,159	60,45	260,000
3,159	55,45	283,445
3,159	50,45	311,536
3,159	45,45	345,809

d) ¿Cómo se afectaría la utilidad ante un aumento y una disminución del 5% en los costos variables?

Tabla de sensibilización de la utilidad ante cambios en los costos variables.

COSTOS VARIABLES US \$/TMS	VALOR UNITARIO US \$/TMS	VOLUMEN INCREMENTAL DE PRODUCCION (TMS)	COSTOS TOTALES US \$	INGRESOS POR VENTAS US \$	UTILIDAD US \$
50.717	60.45	260,000	13'186,420	15'717,000	2'530,580
48.300	60.45	260,000	12'558,000	15'717,000	3'159,000
45.885	60.45	260,000	11'930,100	15'717,000	3'786,900

6.6 Análisis de Riesgo del Proyecto

Se define el grado de riesgo de un proyecto de inversión como la diferencia entre los flujos de caja reales y los esperados. A mayor sea esa variabilidad, se dice que el proyecto es más riesgoso. en el proyecto de expansión Mina Pachapaqui, se hará estimaciones sobre los flujos futuros de caja.

Para el análisis de riesgo, se harán pronósticos bajo los estados siguientes en la economía: normal, recesión fuerte, recesión suave, gran expansión y expansión menor.

A cada uno de los estados de economía, de acuerdo a estimativos le asignamos las siguientes probabilidades de ocurrencia: para una recesión fuerte del 10%, para una recesión suave del 25%, para una economía normal del 30%, para una expansión económica menor del 25% y para una gran expansión económica del 10%.

ESTADOS	PROBABILIDADES
Recesión fuerte	0.10
Recesión suave	0.25
Normal	0.30
Expansión menor	0.25
Gran expansión	0.10

FLUJO DE CAJA PROYECTADO PARA EL ANALISIS DE RIESGO

RUBROS	AÑO				
CONTABLES	0	1	2	3	4

BENEFICIOS:

- PRODUCCION INCREMENTAL	130,000	260,000	260,000	260,000	260,000
- VENTAS INCREMENTALES	7,859	15,171	15,717	15,171	15,717
- VALOR RESIDUAL					2,728

COSTOS:

- COSTOS INCREMENTALES	(6,279)	(12,558)	(12,558)	(12,558)	(12,558)
- INVERSIONES	(11,000)				
- CAPITAL DE TRABAJO	(1,000)				1,000
- INTERESES	(780)	(680)	(480)	(280)	(90)
- IMPUESTOS	(121)	(84)	(144)	(204)	(261)
- PARTICIP. TRAB.	(29)	(20)	(34)	(48)	(61)
- INGEMMET	(4)	(3)	(5)	(7)	(9)

FLUJO DE CAJA FINANCIERO	(11,354)	2,372	2,496	2,620	6,466
--------------------------	----------	-------	-------	-------	-------

**ANALISIS DE RIESGO PARA EL FLUJO
DE CAJA FINANCIERO**

AÑO 0	AÑO 1		AÑO 2		AÑO 3		AÑO 4	
	PROBABILIDADE	FLUJO DE CAJA NETO	PROBABILIDADES	FLUJO DE CAJA NETO	PROBABILIDADES	FLUJO DE CAJA NETO	PROBABILIDADES	FLUJO DE CAJA NETO
(11,354)	0.10	372	0.10	496	0.10	620	0.10	4,466
	0.25	1,372	0.25	1,496	0.25	1,620	0.25	5,466
	0.30	2,372	0.30	2,496	0.30	2,620	0.30	6,466
	0.25	3,372	0.25	3,496	0.25	3,620	0.25	7,466
	0.10	4,372	0.10	4,496	0.10	4,620	0.10	8,466

UNIDADES PARA MEDIR LA DISPERSION

La unidad convencional para medir la dispersión es la desviación estándar, que presentaremos primero desde el punto de vista matemático y se ilustrará matemáticamente como:

$$\sigma = \sqrt{\sum_{x=1}^n (A_x - A)^2 P_x}$$

En donde A_x es el flujo de caja para la equiseava posibilidad, P_x es la probabilidad de ocurrencia de ese flujo de caja y A es el valor de los flujos de caja.

El valor esperado de una distribución de probabilidades puede definirse como:

$$A = \sum_{x=1}^n A_x P_x$$

Valor esperado para el periodo 1:

$$A_1 = 0.10(372) + 0.25(1,372) + 0.30(2,372) + 0.25(3,372) + 0.10(4,372)$$

$$A_1 = 2,372$$

Valor esperado para el periodo 2:

$$A_2 = 0.10(496) + 0.25(1,496) + 0.30(2,496) + 0.25(3,496) + 0.10(4,496)$$

$$A_2 = 2,496$$

Valor esperado para el período 3:

$$A_3 = 0.10(620) + 0.25(1,620) + 0.30(2,620) + 0.25(3,620) + 0.10(4,620)$$

$$A_3 = 2,620$$

Valor esperado para el período 4:

$$A_4 = 0.10(4,466) + 0.25(5,466) + 0.30(6,466) + 0.25(7,466) + 0.10(8,466)$$

$$A_4 = 6,466$$

Desviación estándar de los posibles flujos de caja para el período 1

$$\sigma_1 = [0.10(372 - 2,372)^2 + 0.25(1,372 - 2,372)^2 + 0.30(2,372 - 2,372)^2 + 0.25(3,372 - 2,372)^2 + 0.10(4,372 - 2,372)^2]^{1/2}$$

$$\sigma_1 = [0.10(2,000)^2 + 0.25(1,000)^2 + 0.25(1,000) + 0.10(2,000)^2]^{1/2}$$

$$\sigma_1 = 1,140$$

Debido a que la distribución de probabilidades para uno de los períodos 2, 3 y 4 tiene la misma dispersión en relación con los valores esperados que la del período 1, σ_2 , σ_3 y σ_4 son también iguales a 1,140. Estamos en condiciones, con esta información, de calcular los valores presentes netos esperados para la propuesta así como también la desviación estándar alrededor de este valor esperado. El valor presente

neto para la propuesta, si suponemos una tasa libre de riesgo del 4%, es

$$\overline{\text{VPN}} = -11,354 + \frac{2,372}{(1.04)} + \frac{2,496}{(1.04)^2} + \frac{2,620}{(1.04)^3} + \frac{6,466}{(1.04)^4}$$

$$\overline{\text{VPN}} = 1,091$$

La desviación estándar de la distribución de probabilidades de los valores presentes netos es:

$$\sigma = \sqrt{\sum_{t=1}^n \frac{\sigma_t^2}{(1+i)^{2t}}}$$

En donde σ_t es la desviación estándar de la distribución de probabilidades de los posibles flujos netos de caja en el período t . Por lo tanto la desviación estándar alrededor del valor esperado es:

$$\sigma = \sqrt{\frac{1,140^2}{(1.04)^2} + \frac{1,140^2}{(1.04)^4} + \frac{1,140^2}{(1.04)^6} + \frac{1,140^2}{(1.04)^8}} = 2,071$$

DISPERSION ESTANDARIZADA

El valor esperado y la desviación estándar de la distribución de probabilidades de los posibles valores presentes netos contienen una gran cantidad de información para evaluar el riesgo de una propuesta de inversión. Si la distribución de probabilidades se aproxima a la normal, estamos en condiciones de calcular la probabilidad de que la propuesta tenga un valor presente neto por encima o por debajo de un cierto valor especificado.

En nuestro proyecto deseamos determinar la probabilidad de que el presente neto del proyecto sea igual o menor que 0.

Calculemos primero, para determinar esta probabilidad, la diferencia entre 0 y el valor esperado para el valor presente neto del proyecto. Esta diferencia es igual a - \$ 1,091. Estandarizamos, entonces esta diferencia dividiéndola por la desviación estándar de los posibles valores netos.

La fórmula es:

$$S = \frac{X - \overline{VPN}}{\sigma}$$

En donde X es el resultado en el cual estamos interesados. VPN es el valor esperado del valor presente neto, σ es la desviación de la distribución de probabilidades. En nuestro caso.

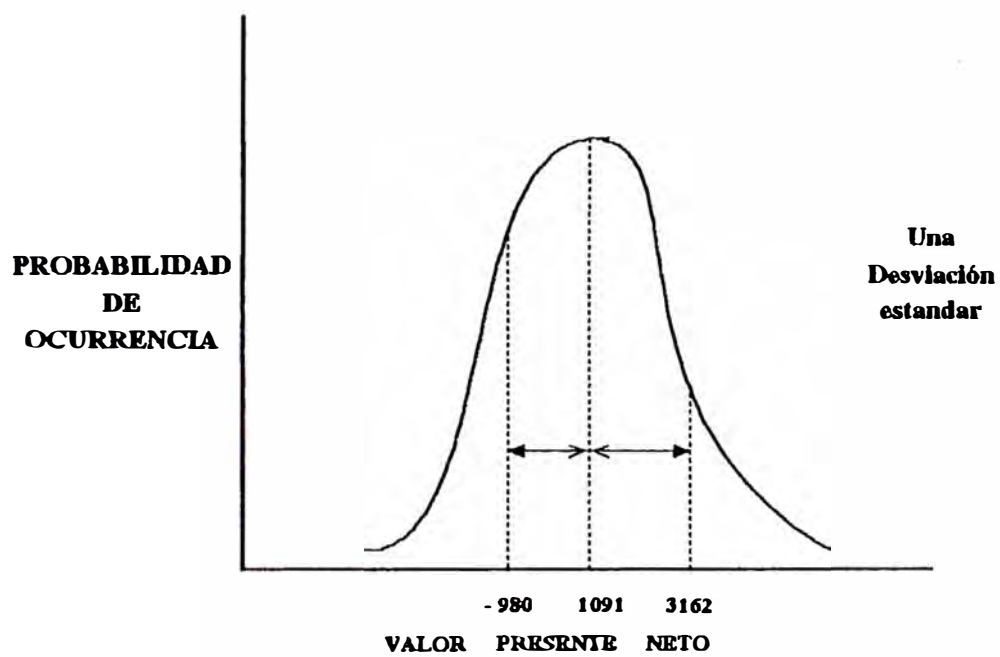
$$S = \frac{0 - 1,091}{2,071} = -0.526$$

Indica esta cifra que un valor presente neto igual a 0 está comprendido 0.526 desviaciones estándar hacia la izquierda del valor esperado de la distribución de probabilidades de los posibles valores presentes netos.

Para determinar la probabilidad de que un valor presente neto de un proyecto sea igual o menor que 0, consultamos la tabla de la distribución normal, que se encuentra en la mayoría de los textos de estadística.

Encontramos para la distribución normal, una probabilidad del 0.29 de que una observación sea menor que $-0,526$ desviaciones estándar del valor esperado de la distribución.

Hay, entonces, un 0.29 de probabilidades de que el valor presente neto de la propuesta sea igual o menor que 0. Si suponemos una distribución la función densidad para el proyecto aparece en la siguiente figura.



A N E X O S

PLANO1

PLANO2

ANEXO N° 3

CALCULO TEORICO DE VELOCIDAD DE PENETRACION PERFORADORAS HIDRAULICAS - HYDRASTAR 300 (SECOMA)

Perforadoras hidráulicas pesadas tipo Hydrastar 300 (SECOMA) ó Cop 1238 (Atlas Copco) ó HL 538 S (Tamrock) ofrecen características similares de energía de impacto y frecuencia. Varian entre otras características como número de piezas móviles, mecanismo, variabilidad y parámetros, etc.

Datos sacados del catálogo:

- » Energía de impacto promedio : 280 Joules (J)
- » Frecuencia de impacto promedio: 3,000 golpes por minuto (BPM)
- » Índice de perforabilidad para : 0.033 Joules(mm³) para la dureza de voca (media/alta) (caliza-skarnizada).

Dato del fabricante.

Energía generada por la perforadora por minuto será de:

$$E = 280 \text{ J} \times 3,000 \text{ BPM} = 840,000 \text{ Joules/min.}$$

Sección de taladro de producción (51mm Φ) = 2,042.82mm²

Energía requerida en se
 para avanzar 1mm = $0.033 \text{ J/mm}^3 \times 2,042.82 \text{ mm}^2 = 67.41 \text{ J/mm}$

Luego, si la perforación hidráulica considera un 5% de pérdida de energía por fricción y calentamiento del varillaje, el avance efectivo por unidad de tiempo será:

$$\text{Avance}_1 = \frac{840,000 \text{ Joules/min} \times 0.15}{67.41 \text{ J/mm}} = 1.869 \text{ mm/min}$$

Para taladros centrales (2) de 102 mm^2 de diámetro:

Sección $8,171.28 \text{ mm}^2$

$$\begin{aligned} \text{Energía requerida} \\ \text{para avanzar 1 mm.} &= 0.03 \times 8,171.28 \text{ mm}^2 \\ &= 269.65 \text{ J/mm} \end{aligned}$$

Asumiendo la misma pérdida de energía transmitida a la roca de 85% el avance efectivo en los taladros centrales será:

$$\begin{aligned} \text{Avance}_2 &= \frac{840,000 \text{ Joules/min} \times 0.15}{269.65 \text{ Joules/min.}} = 467 \text{ mm/min.} \\ &= 0.467 \text{ m/min.} \end{aligned}$$

ANEXO N° 4

VALORIZACION DEL MINERAL ACTUAL

Producción : 500,00 TMS/AÑO

PRODUCTO	PESO TMS	VALOR UNIT. US \$/TM	VALOR TOTAL US \$
Conc. de plomo	31,250	551.53	17'235,312
Conc. de zinc	60,000	342.44	20'546,400
TOTAL			37'781,712

Valor/TM : \$ 37'781,712/500,000 = US \$ 75.56/TM

1. Valor de las condiciones actuales US \$ 75.56/TM

2. En condiciones pesimistas:

80% del valor actual (75.56 x 0.80)= US \$ 60,45/TM

VALORIZACION DE CONCENTRADO DE PLOMO

LEYES	COTIZACIONES
Pb : 48.64 %	Pb: \$ 661/TM
Ag : 86.40 OZ/TM	Cu: \$ 2,645/TM
As : 0.035 %	Ag: \$ 4.20/OZ
Sb : 0.60 %	
Bi : 0.05 %	
Cu : 13.82 %	

PAGOS

Pb (48.64 - 3) = 45.64 x 661	= 301.68
Ag (86.40 x 955) = 82.512 x 4.20	= 346.55
Cu (13.82 - 1.5) = 12.32 x 2,645 x 0.99	= 325.60
	973.83
TOTAL PAGOS	973.83

DEDUCCIONES

Maquila : 253.56

GASTOS DE REFINACION

Ag \$ 13.71 x 2.566 35.18
 Cu \$ 0.468 x 271.609 127.11

PENALIDADES

As (13.71 - 0.1) x 150/31 0.00
 Sb \$(0.600 - 2.1) 0.00
 Bi (0.050 - 0.01) x 50/31 6.45

US \$ 551.53

VALORIZACION DE CONCENTRADO DE PLOMO

LEYES		COTIZACIONES	
Ag	: 86.40 OZ/TM	Ag	: \$ 4.20/OZ
Zn	: 50.80 %	Zn	: \$ 1,250/TMS
PAGOS			
Zn	(50.80 - 8) = 42.80	x 1,250	= 535.00
Ag	(7.60 x 3) x 75 = 3.45	x 4.20	= 14.49

TOTAL PAGOS			549.49
DEDUCCIONES			
Maquila	:	224.00	
Escalador	:	(16.95)	

			207.05

			US \$ 342.44

ANEXO N° 5

COSTO DE PRODUCCION PROYECTADO
 PRODUCCION: 500,000 TMS/AÑO

CENTRO DE COSTOS Y GASTOS	COSTO/TMS US \$/TM	PORCENTAJE %
EXPLORACION	1.00	2.07
DESARROLLO MINERO	2.50	5.18
EXPLOTACION (840,000 TMS/AÑO)	16.00	33.13
TRANSPORTE DE MINERAL MINA-PLANTA	3.50	7.25
BENEFICIO DE MINERALES (PRE-CONCENTRACION Y CONCENTRACION)	9.00	18.62
	-----	-----
	32.00	66.25
VENTAS, COMERCIALIZACION	8.00	16.56
ADMINISTRACION	2.00	4.14
	-----	-----
	10.00	20.70
COSTOS DE OPERACION Y ADMINISTRACION		
GASTOS FINANCIEROS 9%	3.78	7.83
TRIBUTACION (EXP. 5% DEBITO (CHEQUES) 1%) 6.0%	2.52	5.21
	-----	-----
	6.30	13.04
COSTO DE PRODUCCION	48.30	100.00
PARTICIPACION DE LA MANO DE OBRA EN EL COSTO		25.00

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES

1. De acuerdo con el incremento de producción anual, los planes y programas de producción están proyectadas hasta el año 2,000 donde alcanzará 10'000,000 TMS de reservas de mineral.
2. Según el estudio de mercado, los metales que producirá el Proyecto es bastante espectador, habrá demanda de metales para la exportación.
3. Con el nuevo método de explotación nos permitirá mecanizar áreas en la mina que antiguamente eran antieconómicos explotarlos por los métodos convencionales.
4. Debido a que el mineral de los Mantos, posee valores irregulares, no era posible hacer una explotación selectiva, por lo tanto se optó, por explotar todo el mineral combinado, finalmente pasarlo por preconcentración a fin de aumentar la homogenización de la composición del mineral.
5. Con culminación de las centrales hidroeléctricas de San Judas y San Cipriano se

estaría cubriendo el déficit de energía para la expansión.

6. Para la proyección de los valores en el Estado de Ganancias y Pérdidas y flujo de fondos, se ha asumido el valor del mineral reducido al 80% de su valor que es: \$60.45 TMS.
7. Los costos proyectados de operación, considerando los gastos de ventas administrativas y tributos es de US \$ 48.30 TMS.
8. En la evaluación se considera el Proyecto de Expansión Fachapaqui, como una nueva mina, que operará en las condiciones establecidas en el presente estudio, con producción efectiva de 500,000 TMS/año, a nivel de Planta concentradora y en la peor alternativa de cotización reducido al 80% de su valor actual.
9. En la evaluación se ha analizado el comportamiento o sensibilidad del proyecto a factores importantes tales como producción, utilidad, valor del mineral y costos de operación, con la finalidad de conocer como varía la TIR y/o VPN ante variaciones de los factores considerados.

10. En el análisis de riesgo de proyecto de expansión Mina Pachapaqui se han hecho pronósticos bajo los siguientes estados de economía de normal recesión fuerte, recesión suave, gran expansión y expansión menor.

Recomendaciones

1. Para una futura expansión se recomienda la construcción de un mineraducto entre la zona de Pampa Cara con cota de elevación de 4,200 m.s.n.m. y la planta concentradora de cota 4,000 m.s.n.m. Tomar también otra alternativa de la construcción de una faja transportadora aprovechando la diferencia de altura. Todo esto permitirá un ahorro en el costo de transporte.
2. Se recomienda que todas las operaciones unitarias de producción deben estar sincronizadas a fin de que el desarrollo se lo más seguro y eficiente.
3. Se recomienda hacer trabajos secuenciales de desarrollo y preparación, para tener tiempo suficiente para desarrollar, preparar y explotar a fin de cumplir con la producción propuesta.
4. Tomar en consideración el medio ambiente para proteger la fauna de la región.

5. Efectuar estudios de mecánica de Rocas especialmente en las rocas encajonantes de los mantos Amelia para tener una idea del comportamiento de la roca.

BIBLIOGRAFIA

Geología

- ALAN M. BATEMAN "Yacimientos Minerales de Rendimiento Económico"
EDICIONES OMEGA S.A., CASANOVA, 220 - Barcelona.
- WALTER T. HUANG "PETROLOGIA" UNION TIPOGRAFICA EDITORIAL HISPANO - AMERICANA S.A. - México.
- EDWARD S. DANA, WILLIAM E. FORD "TRATADO DE MINERALOGIA" CIA. EDITORIAL CONTINENTAL S.A. DE C.V. - México.
- MARLAND P. BILLINGS "GEOLOGIA ESTRUCTURAL" EUDEBA EDITORIAL UNIVERSITARIA DE BUENOS AIRES

Minería

- JOEL K. WATERLAND "INTRODUCTION TO OPEN CUT AND FILL STOPING" Pag.: 523 - 548 - UNDERGROUND MINING METHODS HANDBOOK.
- ROBERT M. STEVENS - ARNOLDO ACUÑA "Load - Haul- Dump units" Pág.: 1179 - 1200 - UNDERGROUND MINING METHODS HANDBOOK.
- A.G.W. KNOCK "TRACKLESS MECHANISED MINING AT RPM UNION SECCION" Trackless Mining Symposium 1988. SAIMM.
- PROYECTO EXPANSION CERRO CENTROMIN PERU S.A. "Análisis Comparativo para Selección de Equipos de Perforación".

SOC. CONTRACTUAL MINERA CAROLA

"Informe de Elección Final de Jumbos electro-hidráulicos de Producción y desarrollo".

Metalurgia

COLIN G. WILSON. "DESARROLLO DE ESQUEMA DE FLUJO EN UN PROCESO DE SEPARACION POR MEDIOS DENSOS" - DISEÑO DE PLANTAS DE PROCESO DE MINERALES.

F.T.C. DOUGHTY "Gravity Pre-Concentration for Oxidized Zn-Pbores World Mining, Vol. 29, N° 3, Pág. 52-53.

March, 1976

P. BLAZY et al.

"Molienda Selectiva Aplicada a un Mineral de Baritina"

Boletín BRGM N° 5

1967

Ing. OSCAR MEDINA BELTRAN "Beneficio de Minerales II",

SINK AND FLOAT

Apuntes de clase.

Proyecto de Inversión

SIMON ANDRADE ESPINOZA. "FORMULACION Y EVALUACION DE PROYECTOS".

Editorial Lucero S.R.Ltda. 1990 Lima-Perú.

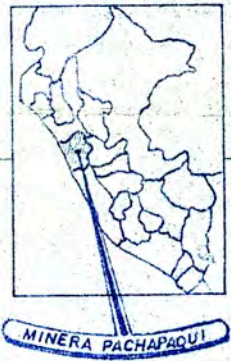
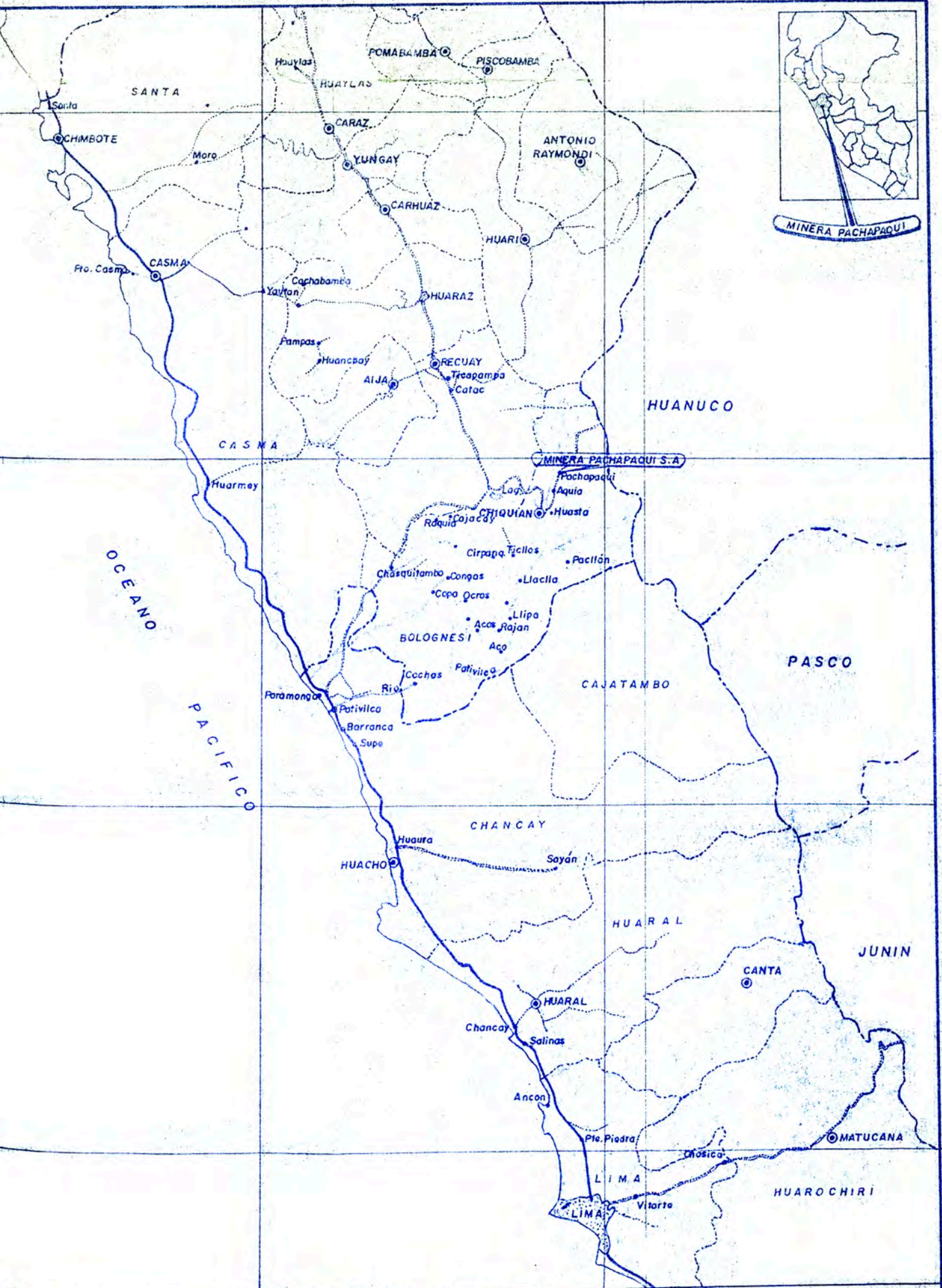
NASSIR SAPAG CHAIN - REINALDO SAPAG CHAIN.

"PREPARACION Y EVALUACION DE PROYECTOS. Facultad de Ciencias Económicas y Administrativas. Departamento de Administración - Universidad de Chile.

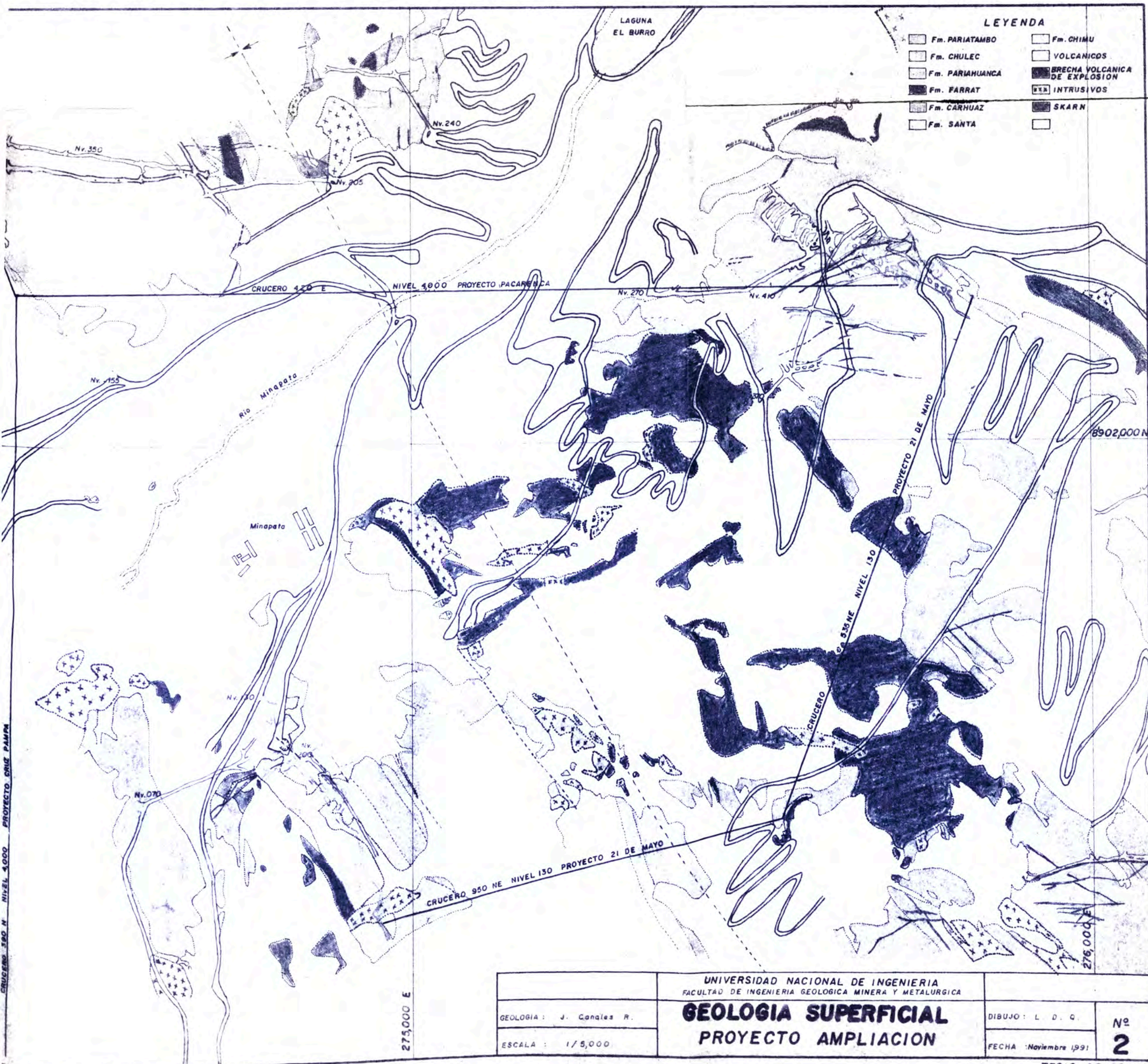
INSTITUTO NACIONAL DE PLANIFICACION. "NORMAS PARA ELABORAR ESTUDIOS DE PROYECTOS DE INVERSION" - ESCUELA DE ADMINISTRACION DE NEGOCIOS PARA GRADUADOS - ESAN.
JAMES VAN HORNE "RIESGOS Y PRESUPUESTOS DE CAPITAL".
FUNDAMENTOS DE ADMINISTRACION FINANCIERA, Prentice - Hall 1979.

PLANOS

ITEM	NV	ESTRUCTURA	LABOR	PRIOR	LONG. TOTAL MTS.	TMS. CUBIC.	VALORES Y LEYES						MESES												TOTAL	OBSERVACIONES							
							A.R.E.	oz/Ar	% Pb	% Zn	% Cu	S.E.F.	E	F	M	A	M	J	J	A	S	O	N	D									
1	170	SUELLEN	Xc GAL. 240 NW	A	30	1,836	1.20	5.54	2.96	7.36	0.61	41.26	15	15																			
2	170	SUELLEN	Ch. 1	A	35	2,142	1.20	6.09	2.96	7.36	0.61	41.91	5	30																			
3	170	SUELLEN	B.P. VENT.	A	15	918	1.20	6.11	3.11	7.73	0.64	43.68		15																			
4	170	YOLANDA	GAL. NW	B	20	1,224	0.80	12.33	2.04	3.44	0.73	33.26							20														
5	170	YOLANDA	Ch. 1	B	35	2,142	0.80	13.78	1.84	3.10	0.66	32.97							35														
6	170	YOLANDA	B.P. VENT.	C	35	2,142	0.80	12.53	2.04	3.44	0.73	33.26								35													
7	170	MALVINA	GAL. NW	C	30	1,836	0.87	12.00	5.99	1.21	1.10	30.74								30													
8	170	MALVINA	Ch. 1 - 2	C	70	4,284	0.87	13.20	5.39	1.09	0.99	30.55								35		35											
9	170	CANGREJO / N	Ch. 240	B	20	1,224	1.20	12.44	6.01	2.78	0.58	36.17			20																		
10	135	LILIAN N - 5	Ch. 1	B	35	2,142	1.97	9.96	10.25	8.48	0.50	61.64	35																				
11	135	LILIAN N - 5	VENT. 346	B	5	306	1.97	9.96	10.25	8.48	0.50	61.64		5																			
12	135	25 DE MAYO	GAL. 346 E-W	A	25	4,540	4.00	7.80	4.12	4.56	0.52	34.57	25																				
13	135	25 DE MAYO	Ch. 1	A	35	3,178	4.00	8.58	3.71	4.10	0.47	33.28					35																
14	135	25 DE MAYO	VENT. 1 - 2	A	15	2,724	4.00	7.80	4.12	4.56	0.52	34.57																					
15	135	MURO TORO	Xc GAL. 1 - 2	A	45	5,994	2.50	6.96	3.74	4.91	0.78	34.98						15															
16	135	CANGREJO	Xc. GAL. 260	A	20	1,224	2.86	7.41	10.06	10.13	0.69	65.14						45															
17	135	CANGREJO	Ch. 260	A	35	2,142	2.86	8.15	9.05	9.12	0.62	60.41							20														
18	135	14 DE MAYO	Ch. 300	A	35	1,785	0.90	7.09	7.58	5.52	0.29	42.10							35														
19	135	15 DE MAYO	Ch. 310	A	35	1,785	0.90	7.09	7.58	5.52	0.29	42.10								35													
20	135	BOLSONADA 200	GAL. 320	A	25	2,980	1.90	7.63	3.20	4.65	0.80	34.10								25													
21	135	BOLSONADA 200	Ch. 320	A	35	4,144	1.90	8.39	2.86	4.18	0.72	32.42																					
22	135	LILIAN SE	Ch. 270	A	35	2,142	1.68	11.19	10.99	8.87	0.72	66.23								15													
23	135	LILIAN NW	GAL. 265	A	12	734	2.32	11.11	7.17	15.83	1.69	89.68										35											
24	135	LILIAN NW	Ch. 265	A	35	2,142	2.32	12.22	6.45	14.24	1.52	83.52										12											
25	135	LILIAN NE	GAL. 275	A	20	1,224	0.90	9.34	5.79	5.51	1.18	44.21											35										
26	135	LILIAN NE	Ch. 275	A	35	2,142	0.90	10.27	5.21	4.96	1.06	42.02												20									
27	135	MARVELLA	GAL. 245	A	10	1,332	2.20	5.73	5.07	12.78	0.94	66.58												35									
28	135	MARVELLA	Ch. 245	A	35	4,144	2.20	6.30	4.56	11.41	0.85	60.94												10									
29	135	SUELLEN	GAL. 240 NW	A	15	918	1.20	6.72	3.42	6.50	0.70	48.02												35									
30	135	SUELLEN	Ch. 240	A	35	2,142	1.20	7.39	3.08	7.85	0.63	44.83												15									
31	135	YOLANDA	Xc. GAL. 220 NW	B	20	1,224	0.80	12.40	2.02	3.41	0.73	32.96													15		20						
32	135	YOLANDA	Ch. 220	B	35	2,142	0.80	13.64	1.82	3.07	0.66	32.66															20						
33	135	MALVINA	GAL. NW	C	30	1,836	0.87	11.88	5.93	1.20	1.09	30.45																					
34	135	MALVINA	Ch. 1 - 2	C	70	4,284	0.87	13.07	5.34	1.06	0.98	30.26																					
35	135	MURO TORO	Rpa. GAL 300	A	45	5,994	2.50	6.26	4.11	5.40	0.86	36.80																					
36	135	14 DE MAYO	Rpa. GAL.	A	10	612	0.90	6.38	8.34	6.07	0.32	44.60																					
37	135	14 DE MAYO	Ch. 300	A	35	1,785	0.90	6.38	8.34	6.07	0.32	44.60																					
38	135	15 DE MAYO	Ch. 310	A	35	1,785	0.90	6.38	8.34	6.07	0.32	44.60																					
39	135	25 DE MAYO	Rpa. GAL 346	A	35	6,356	4.00	7.02	4.53	5.02	0.57	36.16																					
40	135	25 DE MAYO	Ch. 346	A	35	3,178	4.00	7.72	4.08	4.52	0.51	34.23																					
41	135	LA CUEVA	GAL. 340	A	35	3,552	2.13	6.90	2.71	4.21	0.7	30.44																					
42	410	LA CUEVA	Ch. 360	A	35	4,144	2.13	7.59	2.44	3.79	0.63	29.06																					
43	410	BOLS. 200	GAL. 320	A	25	2,980	1.90	7.55	3.17	4.60	0.79	33.65																					
44	410	BOLS. 200	Ch. 320	A	35	4,144	1.90	8.31	2.85	4.14	0.71	32.09																					
45	410	CANGREJO	Xc. GAL. 260	A	25	1,530	2.86	7.34	9.96	10.03	0.68	64.50																					
46	410	CANGREJO	Ch. 260	A	35	2,142	2.86	8.07	8.96	9.03	0.61	59.80																					
47	410	LILIAN SE	Ch. 270	A	35	2,142	1.68	10.07	12.08	9.76	0.79	70.16																					
48	410	LILIAN NW	GAL. 265	A	12	724	2.32	10.99	7.10	15.66	1.67	88.92																					
49	410	LILIAN NW	Ch. 265	A	35	2,142	2.32	12.09	6.39	14.09	1.6	82.64																					
50	410	LILIAN NE	GAL. 275	A	20	1,224	0.90	9.24	5.73	5.46	1.17	43.78																					
51	410	LILIAN NE	Ch. 275	A	35	2,142	0.90	10.16	5.15	4.91	1.05	41.58																					
52	410	MARVELLA	GAL. 245	A	10	1,332	2.20	5.67	5.02	12.55	0.93	65.51																					
53	410	MARVELLA	Ch. 245	A	35	4,144	2.20	6.23	4.51	11.28	0.83	60.26																					
54	410	SUELLEN	GAL. 240 NW	A	15	918	1.20	8.13	3.39	6.42	0.69	49.33																					
55	410	SUELLEN	Ch. 240	A	35	2,142	1.20	8.94	3.05	7.58	0.62	46.35																					
56	410	YOLANDA	CX - GAL. 220 NW	B	20	1,224	0.80	12.27	2.01	3.38	0.72	32.62																					
57	410	YOLANDA	Ch. 220	B	32	2,142	0.80	13.50	1.81	3.04	0.65	32.33																					
58	410	MALVINA	GAL - NW	C	30	1,836	0.87	11.76	5.87	1.19	1.08	30.15																					
59	410	MALVINA	Ch. 1 - 2	C	70	4,284	0.87	12.94	5.28	1.07	0.97	29.95																					
60	410	CRUZ PAMPA	CX - 360 N	A	60	--	--	--	--	--	--	--																					
SUB TOTAL ARABIA						1,289	107,394		7.77	4.93	6.79	0.74	44.96	45	60		35		60	55	110	102	130	280	412								



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA		FECHA: Noviembre 1991	
DIBUJO: L. D. Q.	PLANO UBICACION PACHAPAQUI	No 1	
ESCALA = 0 50 Km.		TESIS DE GRADO	



LEYENDA

- Fm. PARIATAMBO
- Fm. CHULEC
- Fm. PARIHUANCA
- Fm. FARRAT
- Fm. CARHUAZ
- Fm. SANTA
- Fm. CHIMU
- VOLCANICOS
- BRECHA VOLCANICA DE EXPLOSION
- INTRUSIVOS
- SKARN

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

GEOLOGIA SUPERFICIAL
PROYECTO AMPLIACION

GEOLOGIA : J. Conales R.

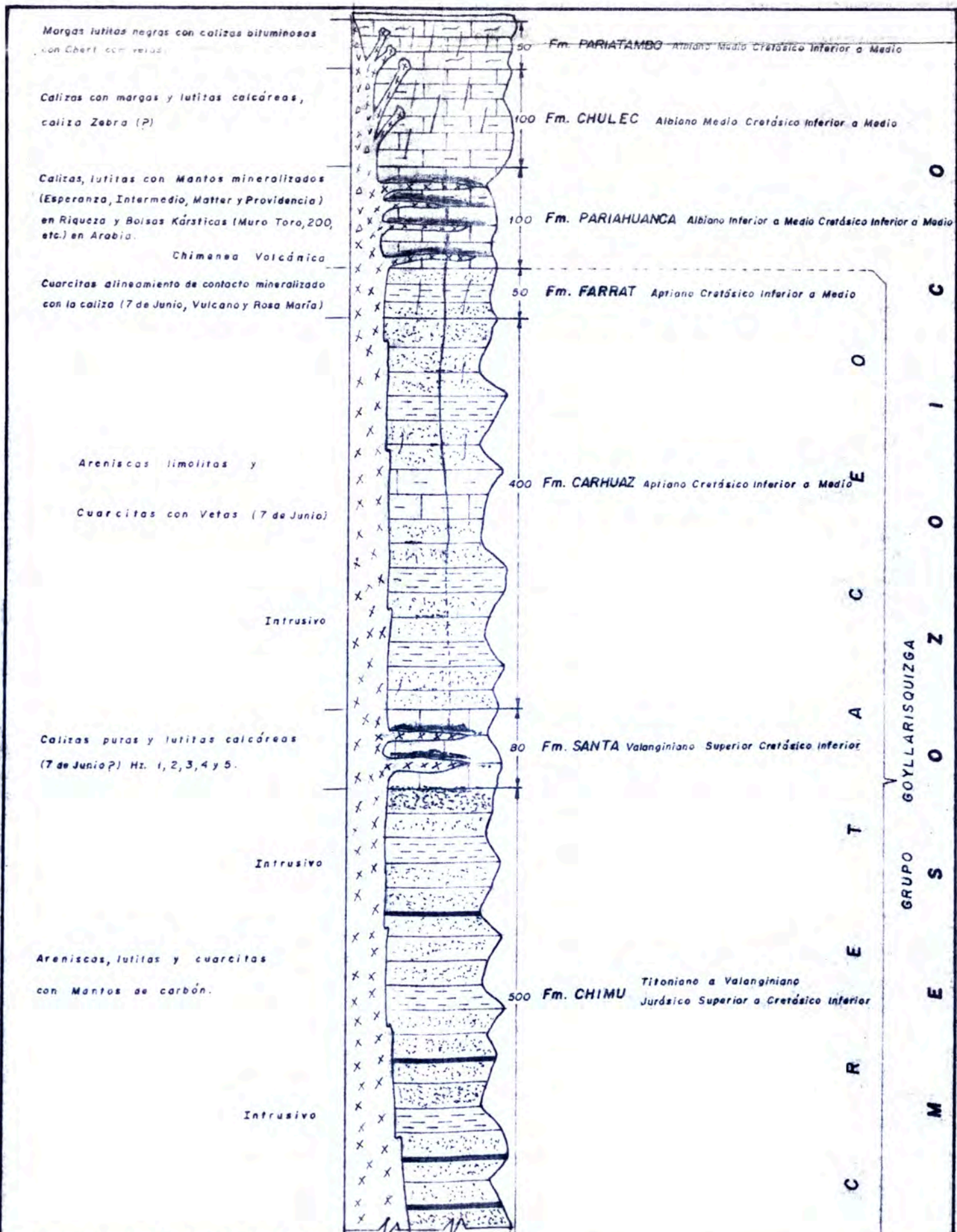
ESCALA : 1/5,000

DIBUJO : L. D. G.

FECHA : Noviembre 1991

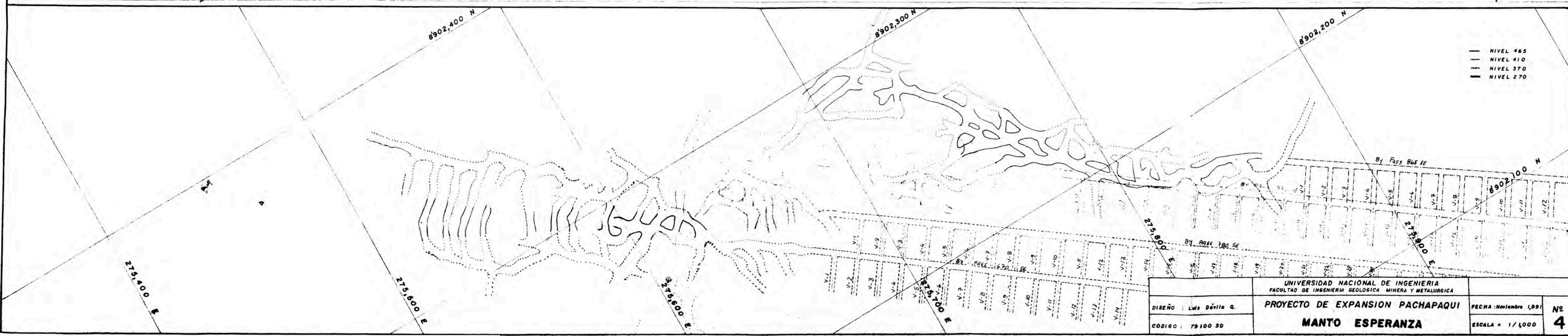
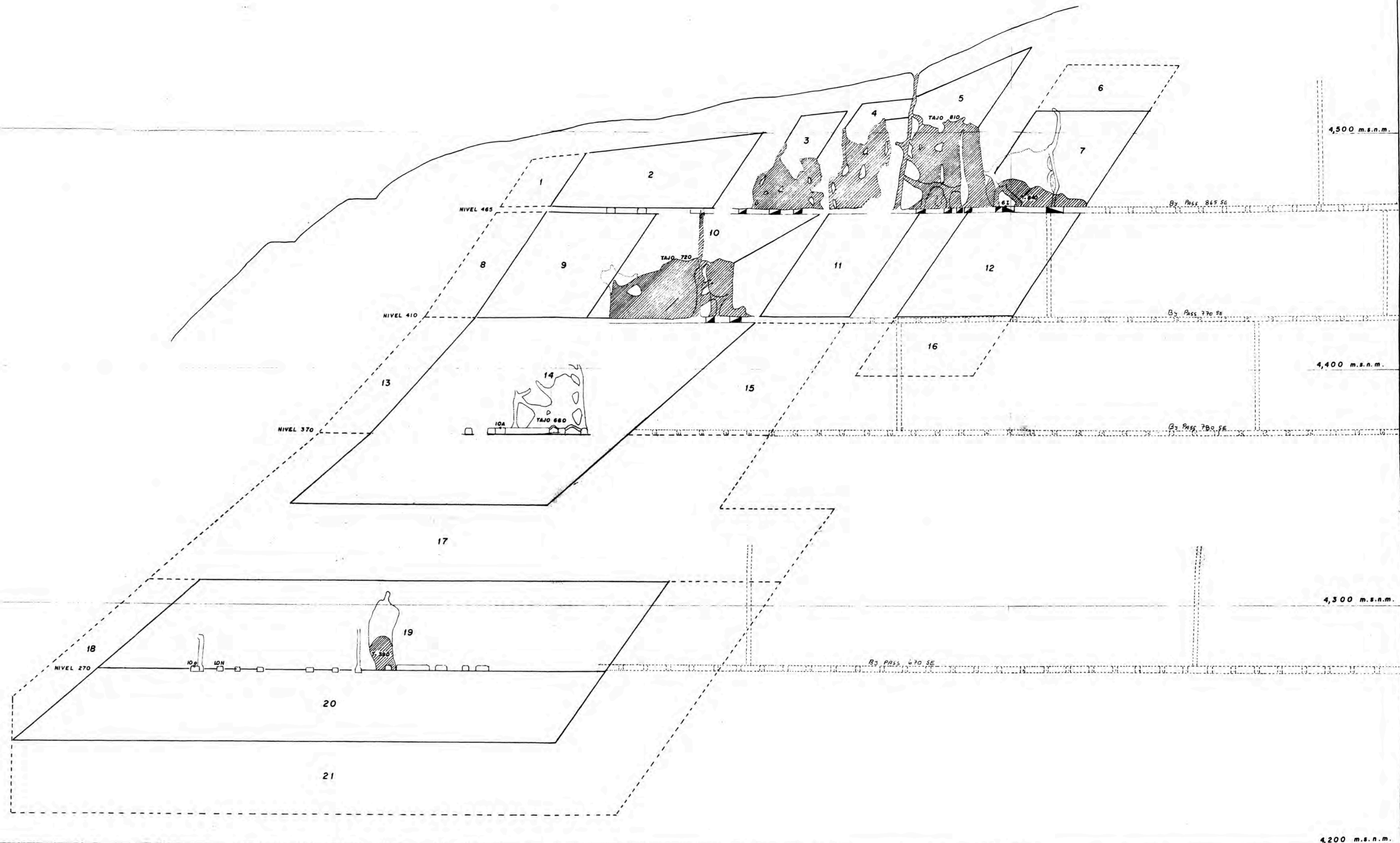
Nº
2

TESIS DE GRADO

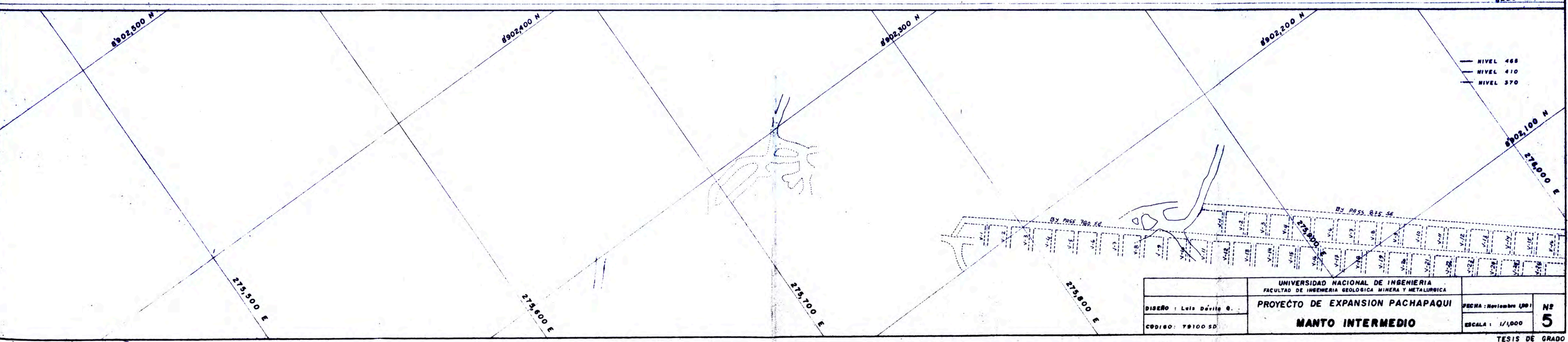
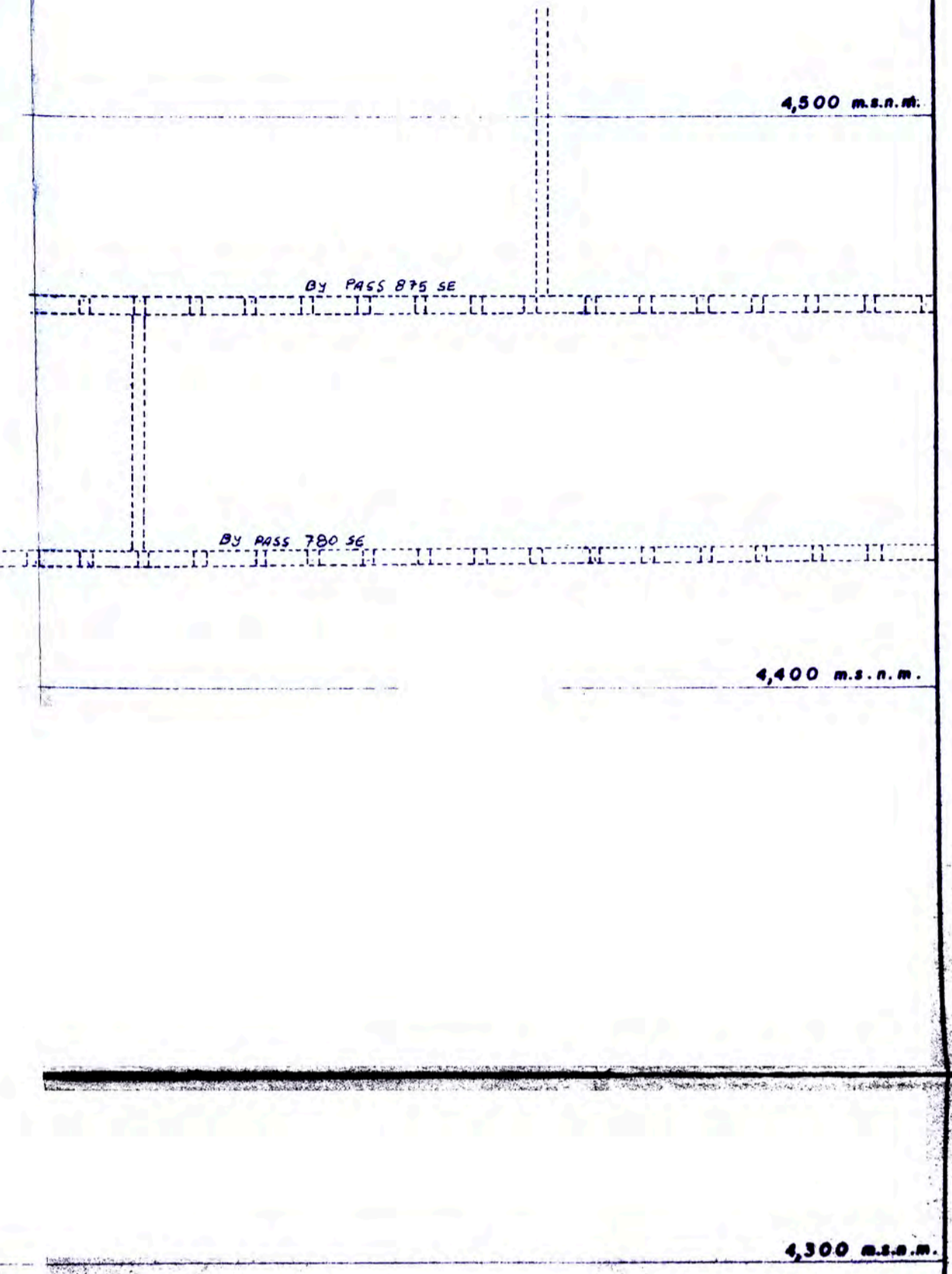
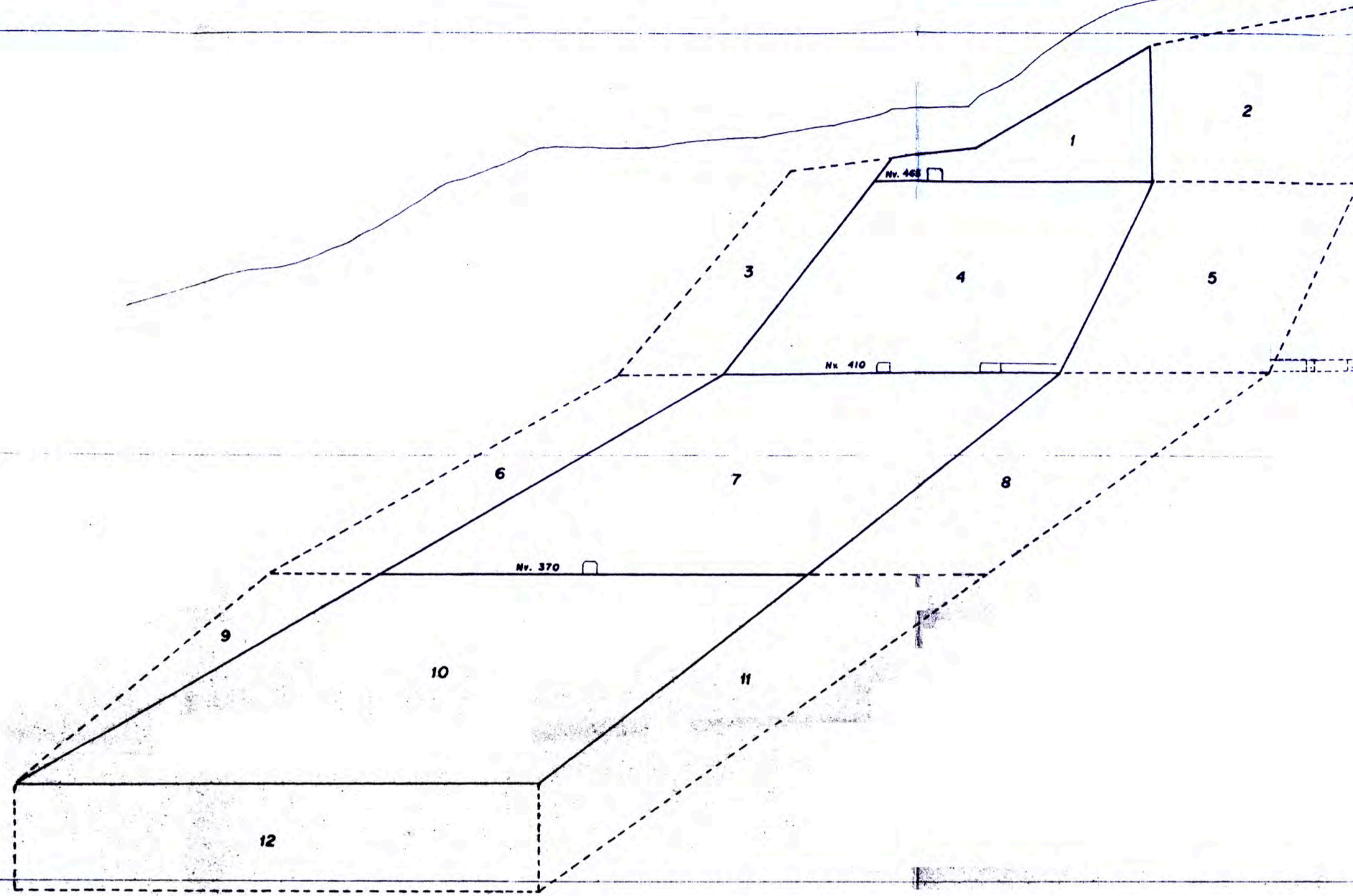


NOTA-Intrusivos pórfidos dioríticos a pórfidos monzoníticos al W y pórfidos granodioríticos al E, siendo más ácidos al SE a intermedios al NW. Presencia de Brecha Magmática Residual Hipoabisal (P) a manera de una chimenea Volcánica (P) con remanente radiales de tufos vítricos y diques al NW-SE.

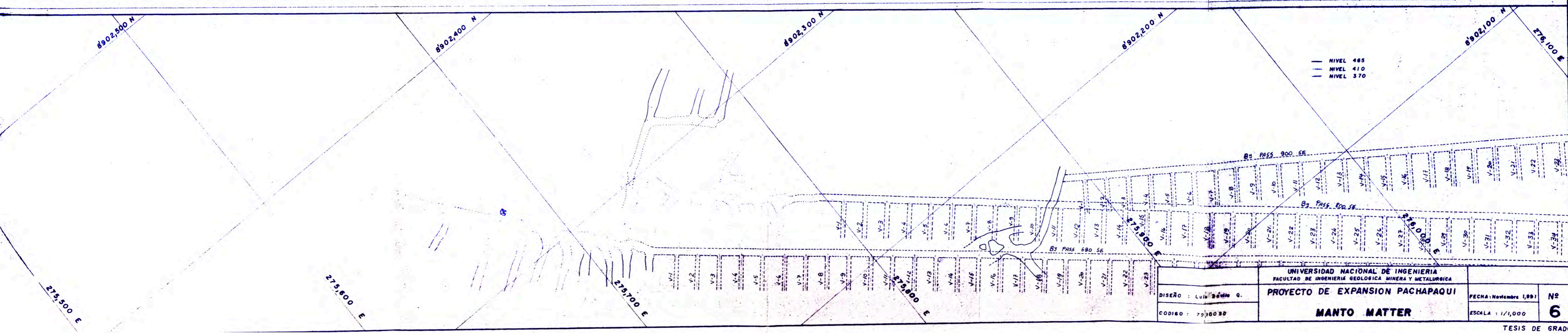
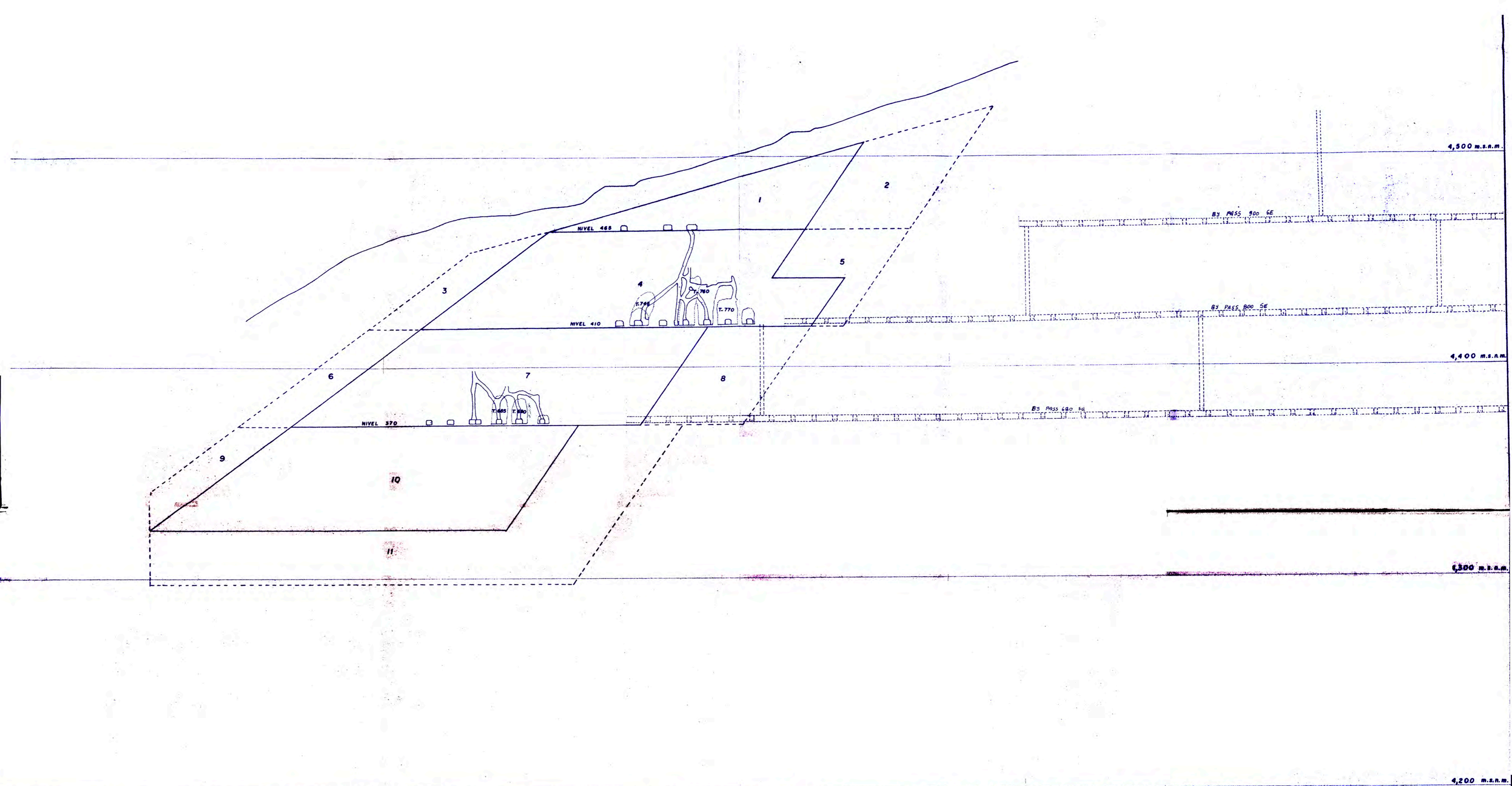
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA		DIBUJO : L. D. O. ESCALA : 1/5,000	Nº 3
GEOLOGIA J. Canales R.	COLUMNA ESTRATIGRAFICA TENTATIVA		
FECHA : Noviembre 1991			



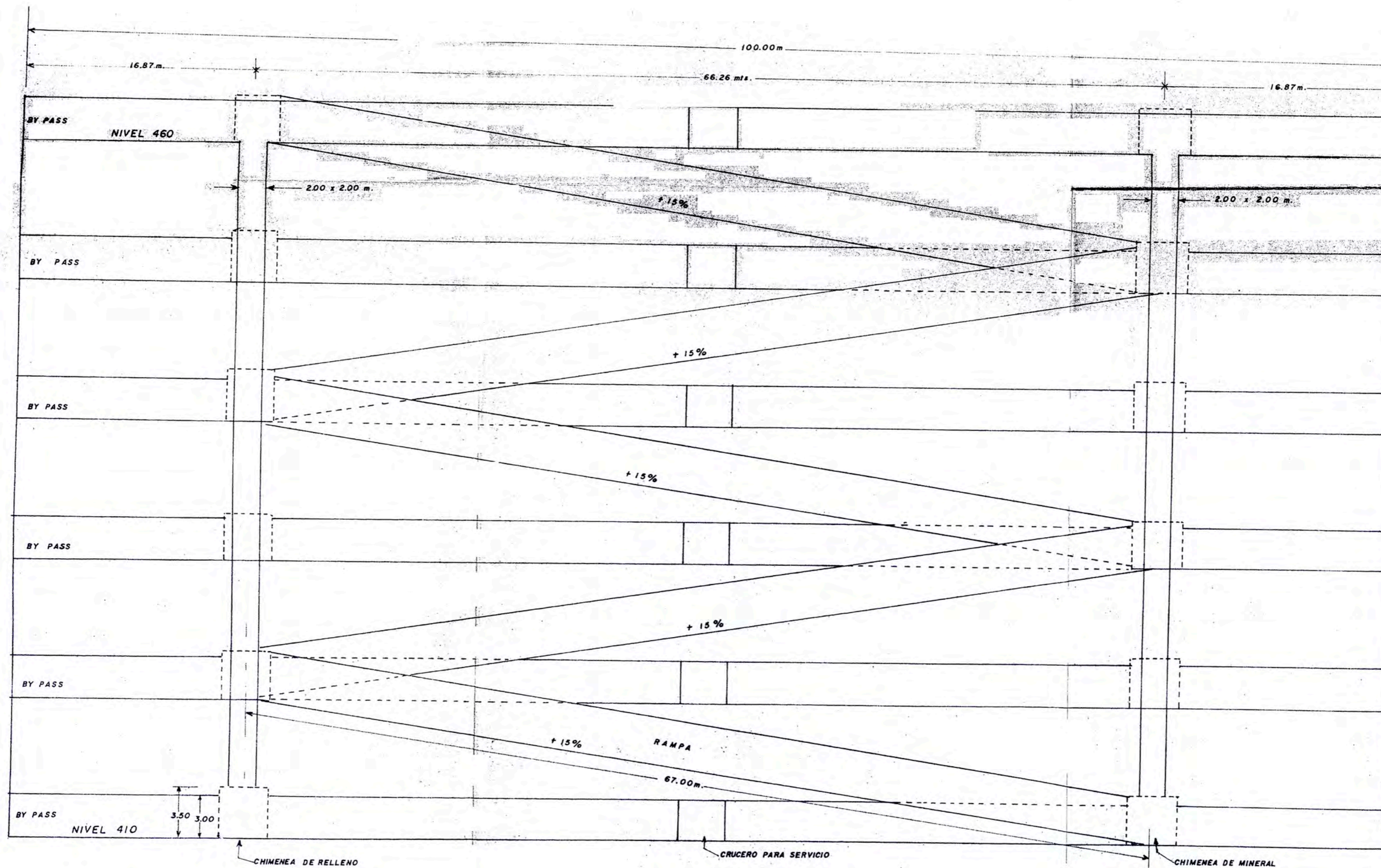
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA		FECHA: Noviembre 1991		Nº	
DISEÑO: Luis Bévila Q.		PROYECTO DE EXPANSION PACHAPAQUI		ESCALA = 1/1000	
CODIGO: 79100 8D		MANTO ESPERANZA		4	



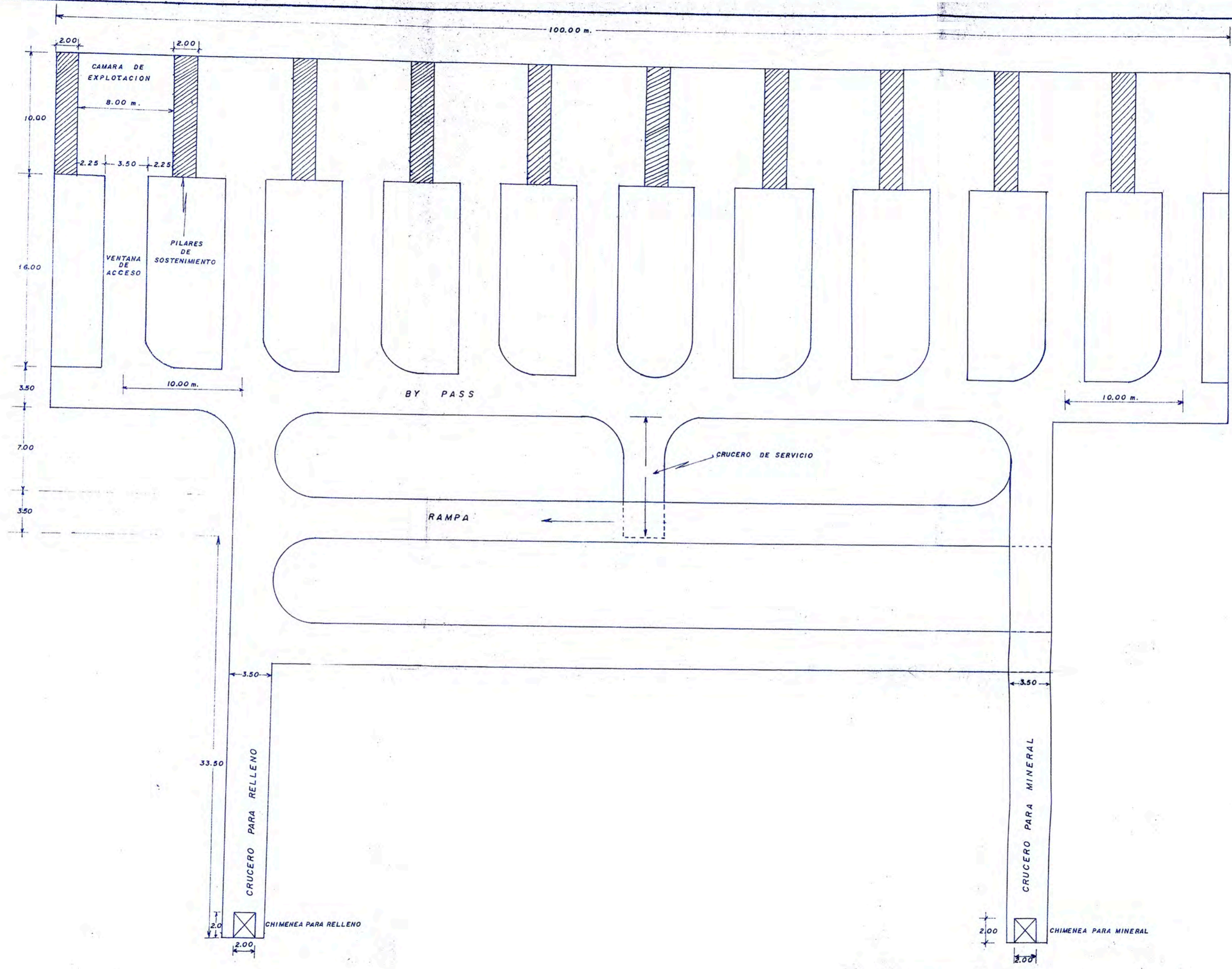
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA		FECHA: Noviembre 1961		Nº 5
PROYECTO DE EXPANSION PACHAPAQUI		ESCALA: 1/1,000		
MANTO INTERMEDIO				
DISEÑO: Luis Davila G.	CODIGO: Y9100 SD	TESIS DE GRADO		



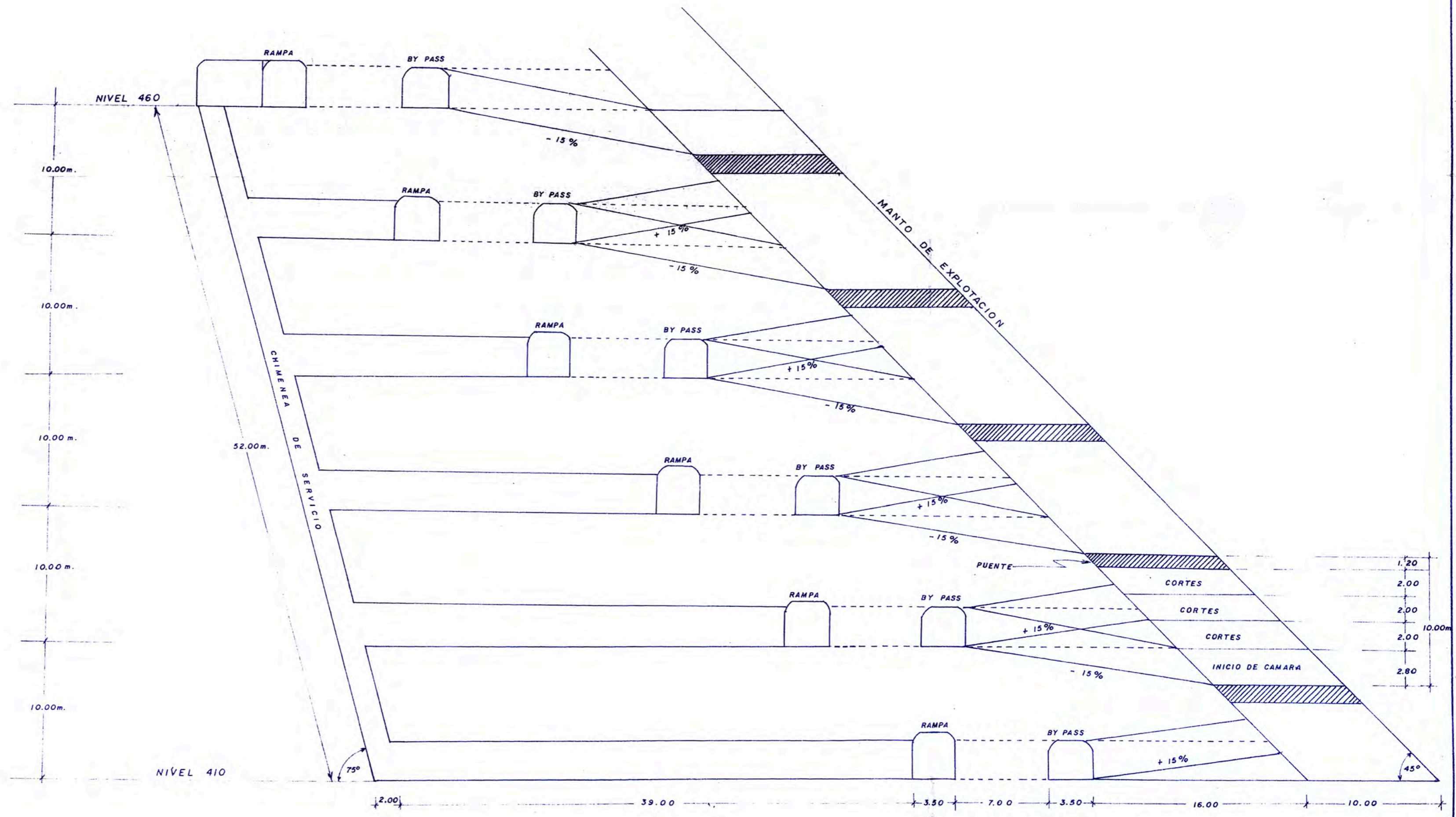
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA		FECHA: Noviembre 1991	Nº
PROYECTO DE EXPANSION PACHAPAQUI		ESCALA: 1/1,000	6
MANTO MATTER		TESIS DE GRADO	
DISERO: Luis Gómez G.	CODIGO: 7510039		



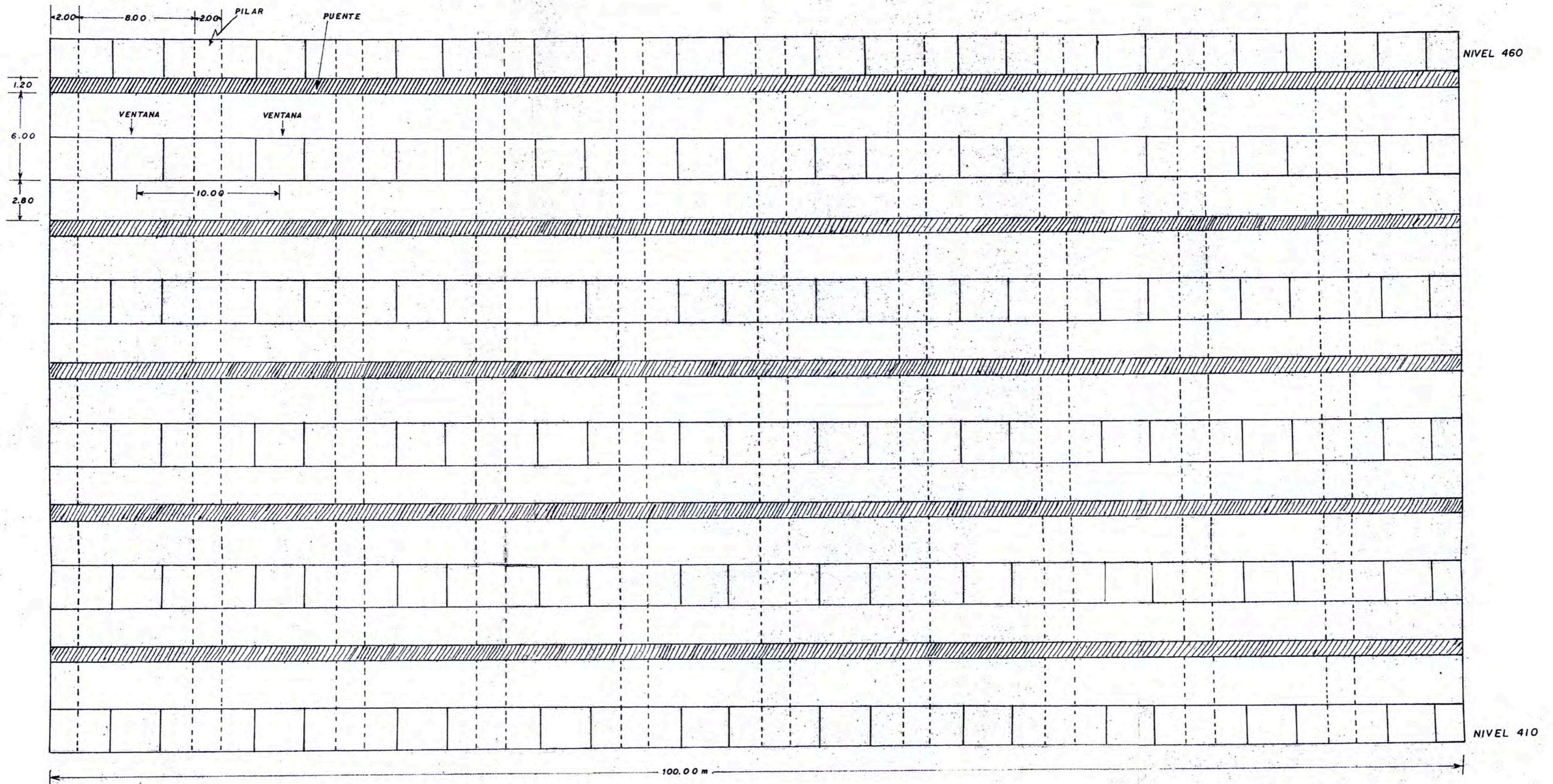
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA			
DISEÑO : Luis Dávila Q.	PROYECTO DE EXPANSION PACHAPAQUI METODO DE EXPLOTACION DESARROLLO DE RAMPAS Y BY PASS	FECHA: Noviembre 1, 1991	Nº
CODIGO : 79100 SD		ESCALA = 1/250	7



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA			
DISEÑO : Luis Dávila q.	PROYECTO DE EXPANSION PACHAPAQUI METODO DE EXPLOTACION DESARROLLO DE CAMARAS - VENT. - CHIM.	FECHA : Noviembre 1991	8
CODIGO : 79100 SD		ESCALA = 1/250	



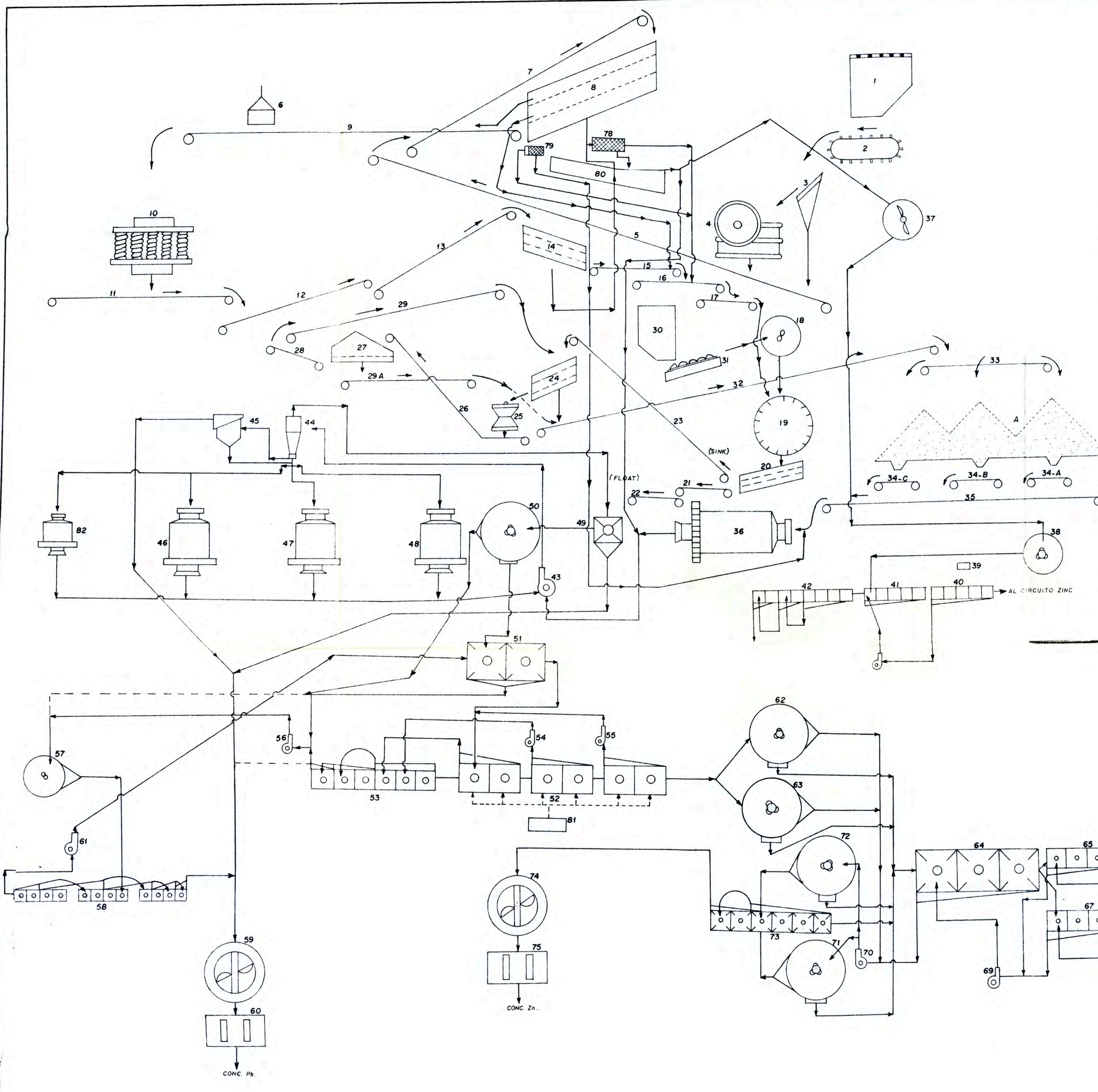
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA			
DISEÑO : Luis Dávila Q.	PROYECTO DE EXPANSION PACHAPAQUI METODO DE EXPLOTACION DESARROLLO EN SECCION VERTICAL	FECHA: Noviembre 1991	9
CODIGO : 79100 50		ESCALA = 1/250	



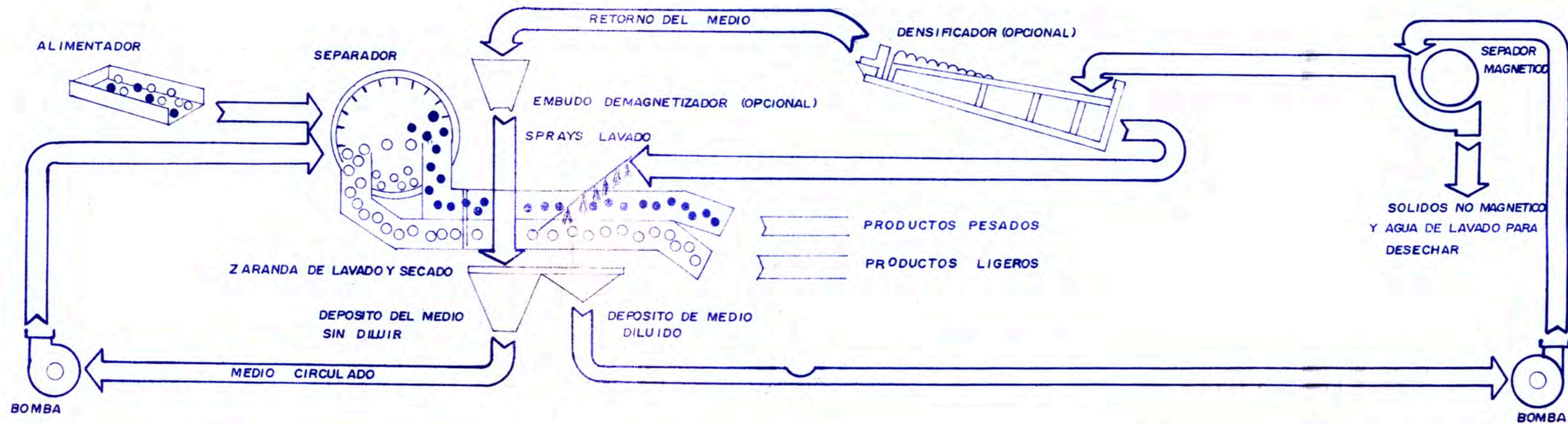
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA		FECHA: Noviembre 1991	10
DISEÑO : Luis Dóvil Q.	PROYECTO DE EXPANSION PACHAPAQUI METODO DE EXPLOTACION VENTANAS	ESCALA = 1/250	
CODIGO : 79100 SD			

LEYENDA

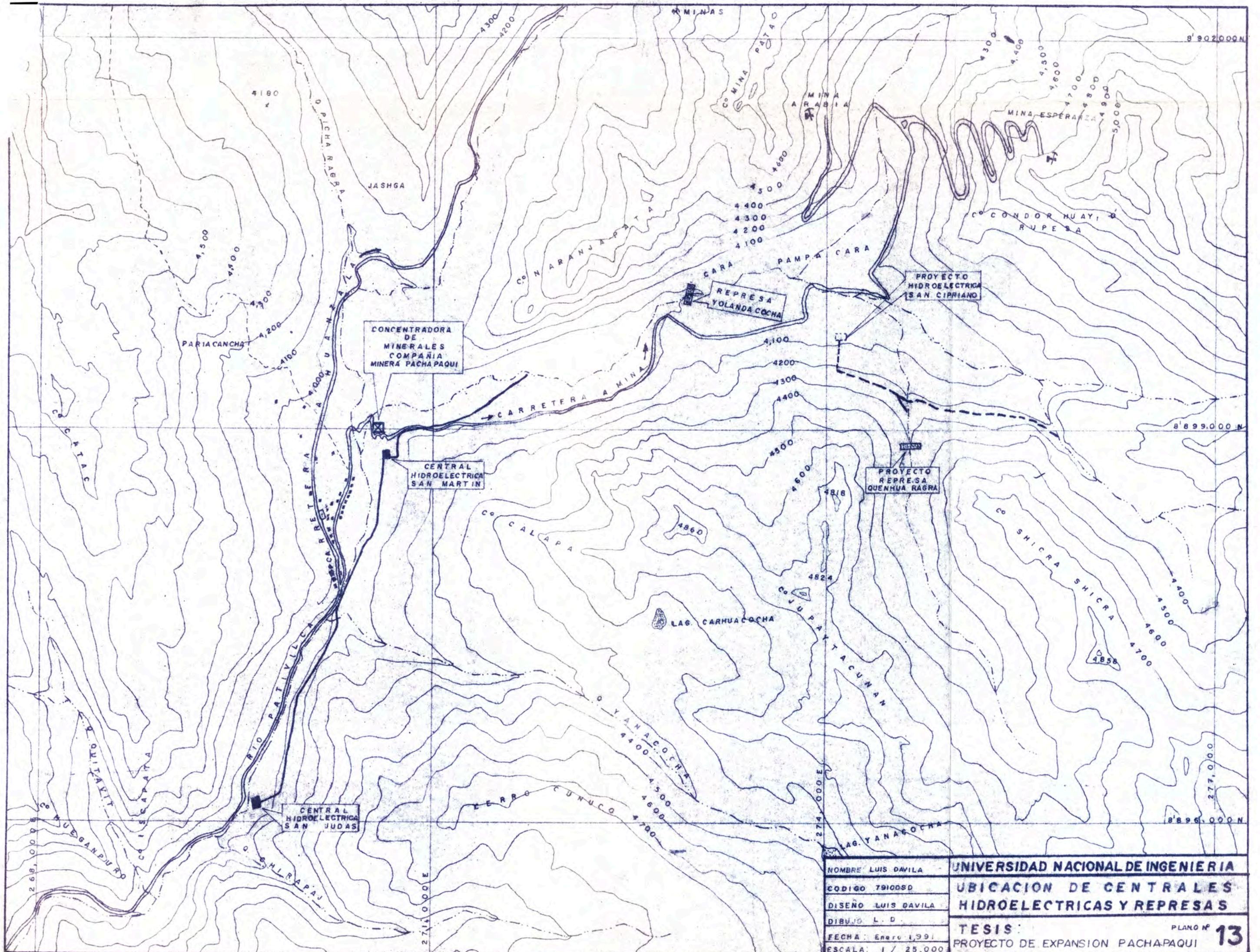
- 1.- TOLVA DE GRUESOS CAPACIDAD 180 T.M.H.
- 2.- ALIMENTADOR APROM FEEDER 36" x 3 m.
- 3.- GRIZZLY ESTACIONARIO 2" x 3" x 1"
- 4.- CHANCADORA DE QUIJADA 15" x 36"
- 5.- FAJA TRANSPORTADORA Nº 1, 24" x 16.30 m.
- 6.- IMAN
- 7.- FAJA TRANSPORTADORA "A"
- 8.- ZARANDA VIBRATORIA 6" x 14"
- 9.- FAJA TRANSPORTADORA "B"
- 10.- CHANCADORA RUSA CM-560 A (SECUNDARIA)
- 11.- FAJA TRANSPORTADORA Nº 5, 20" x 9 m.
- 12.- FAJA TRANSPORTADORA Nº 3
- 13.- FAJA TRANSPORTADORA "3A"
- 14.- ZARANDA VIBRATORIA 4' x 8'
- 15.- FAJA TRANSPORTADORA Nº 8
- 16.- FAJA TRANSPORTADORA "C"
- 17.- FAJA TRANSPORTADORA "D"
- 18.- AGITADOR 8' x 8'
- 19.- TAMBOR SEPARADOR
- 20.- ZARANDA VIBRATORIA
- 21.- FAJA TRANSPORTADORA Nº 4
- 22.- FAJA TRANSPORTADORA "E"
- 23.- FAJA TRANSPORTADORA Nº 7
- 24.- ZARANDA 6' x 12' (2 PISOS)
- 25.- CHANCADORA ROTO-PACK (TERCIARIA)
- 26.- FAJA TRANSPORTADORA Nº 6
- 27.- ZARANDA VIBRATORIA 5' x 10'
- 28.- FAJA TRANSPORTADORA "F"
- 29.- FAJA TRANSPORTADORA "G"
- 29A.- FAJA TRANSPORTADORA Nº 11
- 30.- TOLVA PARA EL MEDIO DENSIFICADOR
- 31.- HELICOIDAL
- 32.- FAJA TRANSPORTADORA Nº 12
- 33.- FAJA TRANSPORTADORA Nº 13
- 34.- FAJA ALIMENTADORA 14-A
- 34B.- FAJA ALIMENTADORA 14-B
- 34C.- FAJA ALIMENTADORA 14-C
- 35.- FAJA TRANSPORTADORA Nº 15
- 36.- MOLINO DE BARRAS 6" x 10"
- 37.- ESPESADOR
- 38.- ACONDICIONADOR 6' x 6'
- 39.- BLOWER
- 40.- CINCO CELDAS AGITAR 60 PIES³ SCAVENGER
- 41.- CINCO CELDAS AGITAR 60 PIES³ ROUGHER
- 42.- OCHO CELDAS SUB-A Nº 15
- 43.- BOMBA CENTRIFUGA SAL C 8" x 6"
- 44.- HIDRO CICLON D-20
- 45.- CELDA FLASH 5K-80
- 46.- MOLINO DE BOLAS 6" x 6" Nº 4
- 47.- MOLINO DE BOLAS 6" x 6" Nº 3
- 48.- MOLINO DE BOLAS 6" x 6" Nº 2
- 49.- CELDA UNITARIA TIPO SUB-A Nº 1500
- 50.- CELDA MOROCOCHA Pb. 8' x 8'
- 51.- DDS CELDAS D-300
- 52.- TRES BANCOS-CELDAS D-30
- 53.- BANCO LIMPIEZA Pb- SEIS CELDAS Nº 21
- 54.- BOMBA HORIZONTAL GALIGHIER 2" x 2 1/2"
- 55.- BOMBA HORIZONTAL GALIGHIER 2" x 2 1/2"
- 56.- BOMBA HORIZONTAL GALIGHIER 1 1/2" x 2"
- 57.- ACONDICIONADOR 6' x 6'
- 58.- DOCE CELDAS Pb. Nº 12 (HELICOIDAL)
- 59.- ESPESADOR DE Pb.
- 60.- FILTRO DE Pb.
- 61.- BOMBA HORIZONTAL GALIGHIER 1 1/2" x 2"
- 62.- CELDA MOROCOCHA Zn. Nº 2 8' x 8'
- 63.- CELDA MOROCOCHA Zn. Nº 1 8' x 8'
- 64.- BANCO UNO) 3 CELDAS D-300
- 65.- BANCO ROUGHER (4 CELDAS) - Nº 21
- 66.- BANCO SCAVENGER (4 CELDAS) - Nº 21
- 67.- BANCO ROUGHER (4 CELDAS) - Nº 21
- 68.- BANCO SCAVENGER (4 CELDAS) - Nº 21
- 69.- BOMBA VERTICAL 3" x 3"
- 70.- BOMBA HORIZONTAL SRL-C-5" x 4"
- 71.- CELDA MOROCOCHA Zn. Nº 3 8' x 8'
- 72.- CELDA MOROCOCHA Zn. Nº 4 8' x 8'
- 73.- BANCO LIMPIEZA Zn. - 6 CELDAS
- 74.- ESPESADOR DE Zn. (14' x 10')
- 75.- FILTRO DE Zn. (4 DISCOS x 6')
- 76.- BOMBA CENTRIFUGA - SAL - C - 8" x 6"
- 77.- BOMBA CENTRIFUGA - SAL - C - 8" x 6"
- 78.- TROMMEL 20" Ø x 38" LARGO
- 79.- TROMMEL 14" Ø x 24" LARGO
- 80.- CLASIFICADOR HELICOIDAL 36" x 21"
- 81.- BLOWER AIRTEC 1000 PIES³
- 82.- MOLINO DE BOLAS Nº 1, 4' x 5'



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA	
DISEÑO: Luis Dávila G.	PROYECTO DE EXPANSION PACHAPAQUI
CODIGO: 79100 SD	FLOW SHEET PLANTA CONCENTRADORA
FECHA: Noviembre, 1991	Nº 11



DISEÑO: Luis Davila	UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA		FECHA: Noviembre 1991	Nº 12
DIBUJO: L. D. Q	WEMCO HMS flowsheet			
CODIGO: 79100 SD			TESIS DE GRADO	



NOMBRE LUIS DAVILA	UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
CODIGO 79100SD	UBICACION DE CENTRALES HIDROELECTRICAS Y REPRESAS
DISEÑO LUIS DAVILA	TESIS: PLANO N° 13
DIBUJO L. D.	PROYECTO DE EXPANSION PACHAPAQUI
FECHA: Enero 1991	
ESCALA: 1 / 25,000	