

# **Universidad Nacional de Ingeniería**

**PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERÍA  
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA**



## **“ESTUDIO GEOLOGICO, MINERO Y ECONOMICO DE LA UNIDAD MINERA SAN JUAN DE LUCANAS - BANCO MINERO DEL PERU”**

***TRABAJO***

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**ANIBAL ESINOZA NAVARRO**

**PROMOCION 1971 - I**

**LIMA • PERU • 1979**

# I N D I C E

=====

## OBJETO DEL ESTUDIO

	Pág.
1. Introducción .....	1
2. Análisis de la Operación Actual .....	4
3. El Yacimiento Mineral .....	16
3.1 Algunas consideraciones sobre la Franja Metaloge nética Argentífera del Sur del Perú .....	16
3.2 Geología Local .....	18
3.3 Rocas .....	21
3.4 Geología Económica .....	22
3.4.1 Sistema de Vetas .....	22
3.4.2 Mineralización .....	24
3.4.3 Mineralogía .....	27
3.4.4 Secuencia Paragenética .....	31
4. Controles de Mineralización .... . . . .	33
4.1 Controles Litológicos .....	33
4.2 Controles Estructurales .....	33
4.3 Controles Físico-Químicos .....	35
4.4 Controles Geomorfológicos .....	37
5. Mina .....	38
5.1 Exploración, Desarrollo y Preparación .....	40
5.2 Explotación .....	45
5.3 Gastos Generales Mina .....	47
5.4 Planta de Beneficio .....	49
6. El Proyecto San Juan de Lucanas .....	53
6.1 Reservas de Mineral .....	54
6.2 Desarrollo y Preparación .....	56
6.3 Explotación .....	58

	Pág.
//.	
6.4 Gastos Generales Mina .....	59
6.5 Tratamiento .....	59
6.6 Gastos Generales en San Juan de Lucanas .....	62
6.7 Administración en Lima .....	62
6.8 Inversiones .....	63
6.9 Plan de Pagos .....	64
6.10 Personal y Eficiencia .....	65
7. Resultado del Proyecto Planeado .....	65
7.1 Costos e Ingresos .....	65
7.2 Cálculo de Ganancias y Pérdidas .....	67
8. ANEXOS .....	74
8.1 Instalación y Equipo Mecánico .....	74
8.1.1 Abastecimiento de Energía Eléctrica .....	74
8.1.2 Abastecimiento de Aire Comprimido .....	76
8.1.3 Abastecimiento de Agua .....	78
<b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.</b>	

## OBJETO DEL ESTUDIO

=====

El presente estudio tiene como finalidad presentar lo siguiente:

- Demostrar una operación económica continuada en San Juan de Lucanas, conducente a

Mantener y/o incrementar la generación de divisas actuales para el país.

. Conservar las metas actuales de ocupación para el país.

. Conservar las metas actuales de ocupación para el personal de la zona minera de San Juan de Lucanas - Ayacucho.

- Continuación de los estudios de comprobación de reservas adicionales para futuras operaciones, y

- Fijar la posición genética del yacimiento de San Juan de Lucanas dentro de la franja argentífera Sur Peruana, como una contribución a la Geología Económica del País.

1. Introducción  
=====

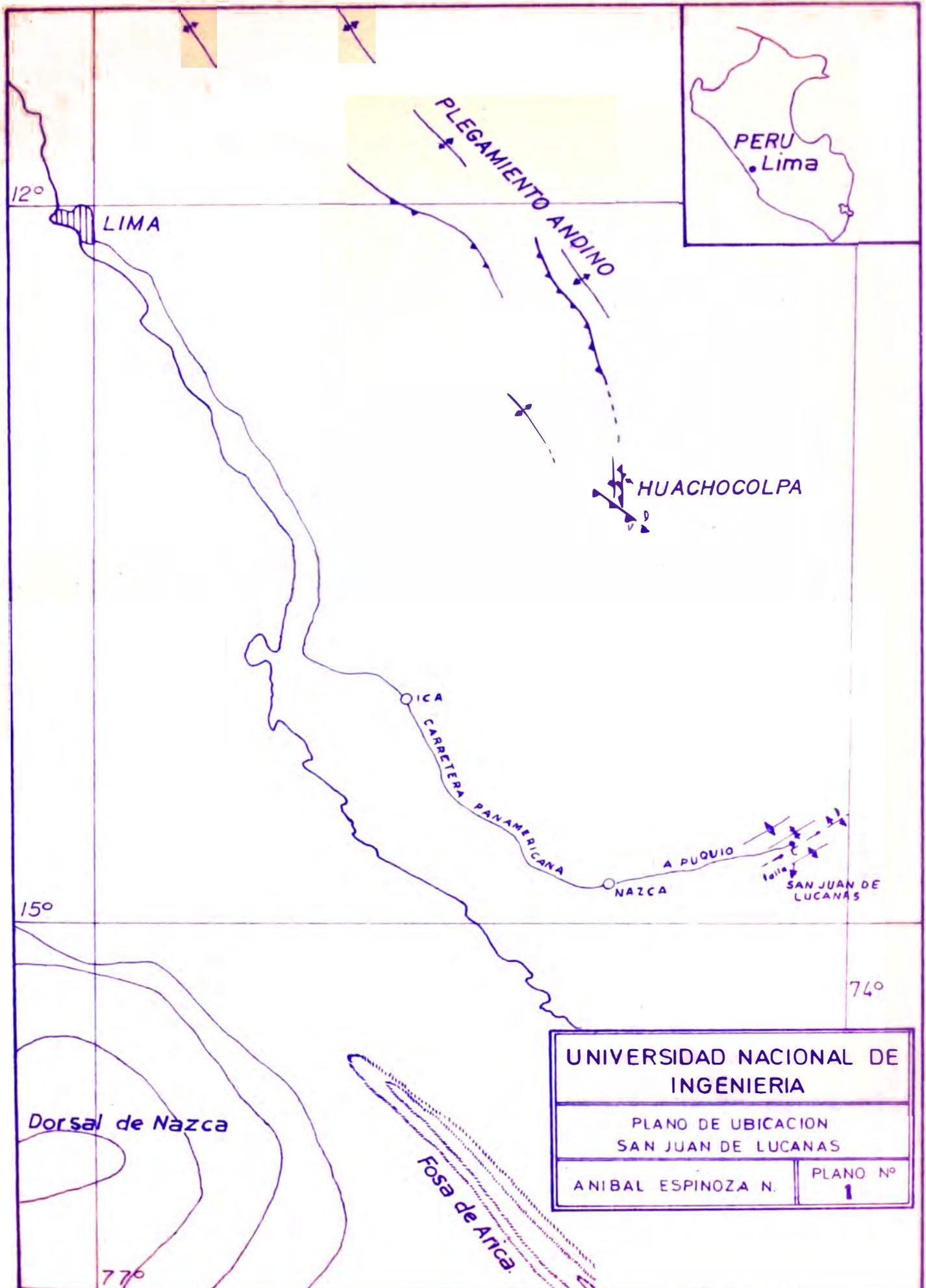
El presente estudio trata de las posibilidades de desarrollo de la Unidad San Juan de Lucanas (anterior Compañía Minera San Juan de Lucanas S.A.) del Banco Minero del Perú, cerca del pueblo de Utec, distrito de San Juan, provincia de Lucanas, departamento de Ayacucho.

El pueblo de Utec está situado cerca de la Carretera Nazca-Puquio, a 2,850 m.s.n.m. Sus coordenadas geográficas (Plaza ) son :

14° 39' 57"	Latitud Sur
74° 12' 14	Longitud Oeste

La distancia por carretera desde Lima se puede sub-dividir en los siguientes tramos:

Lima-Nazca	460 km	Panamericana, asfaltada
Naca-Lucanas	132 "	Carretera afirmada
Lucanas-Desvío	7 "	" "
Desvío-Utec	8 "	" "
Total	607 "	



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA  
PLANO DE UBICACION  
SAN JUAN DE LUCANAS  
ANIBAL ESPINOZA N.      PLANO Nº 1

La Cía. Minera San Juan de Lucanas, anteriormente Empresa de propiedad privada, entró después de un tiempo de auge, a proximadamente a mediados de la década del 60, a una situación más y más difícil de deterioro constante y al final con falta de liquidez económica, razón por la cual la dirección técnico-económica desde comienzos del año 1967 fué tomada por el Banco Minero del Perú (BMP) como su acreedor principal.

Uno de los problemas principales que no pudo ser resuelto definitivamente ni aún por el BMP fué la comprobación de suficientes reservas de mineral para alimentación de la Planta de Beneficio (Flotación) y de la Planta de Lixiviación, ambas con capacidad de 500 t/d. Actualmente se beneficia por esa razón solamente 200 t/d de mineral crudo.

Esta disminución en el volumen de la operación fué acompañada de una baja en las leyes de Ag del mineral. El motivo de este desarrollo está expuesto en el presente estudio.

Después de una intensa explotación de minerales de Ag en la zona de cementación tanto ascendente como descendente, la operación de minado ha alcanzado el mineral primario con menores leyes de plata; como consecuencia de esto, y a pesar de mayores precios de este metal, los ingresos han disminuido.

Establecidos los parámetros geológicos y mineralógicos , se cree necesario proponer el esquema de un proyecto para extraer totalmente las reservas conocidas y ejecutar una exploración - limitada. Como factor que mejore las perspectivas de la operación mencionada, limitada a sólo 3 años, se ve el re-tratamiento de relaves de flotación de los inicios de la operación, con elevados contenidos de plata.

San Juan de Lucanas es hasta este momento uno de los pocos casos en la historia de la Mediana Minería Peruana, en el que el Estado a través del BMP, como acreedor principal, asumió la administración de una empresa privada.

Lo ocurrido en San Juan de Lucanas hace pensar en que solo un análisis minucioso tanto del yacimiento como de la operación minero-metalúrgica en relación con el desarrollo de ingresos y costos, puede ser una base para intentar con éxito un saneamiento real de la operación.

## 2. Análisis de la Operación Actual

Un análisis crítico de la operación de los años pasados en San Juan de Lucanas permite constatar

Un desarrollo de las singulares etapas de la operación, cada una considerablemente diferente de la otra.

- Una distribución de los metales en el yacimiento.

El reconocimiento de las relaciones entre el yacimiento y los métodos de trabajos mineros y metalúrgicos, así como los resultados técnico-económicos, conforman el marco del presente trabajo de planeamiento.

El yacimiento ha sido trabajado desde la época de la Colonia , pero en muy pequeña escala. Se concentró la explotación en los sistemas de vetas Santa Rosa, Saramarca y Concepción. Recién después de la formación de la Cía. Minera San Juan de Lucanas S.A. , del Consorcio Minero del Perú, el 24 de Diciembre de 1945, se realizó una explotación técnica desde el año 1951 hasta el 7 de Febrero de 1967. En esa fecha se liquidó la mencionada Empresa por dificultades económicas y la Dirección Técnica-Administrativa la tomó el Banco Minero del Perú, con lo cual se trató de asegurar el pago del crédito otorgado por ese Banco a la Empresa y al mismo tiempo conservar el trabajo para el personal. El BMP mantiene la operación hasta el presente en una escala reducida y con resultados económicos variados.

De acuerdo a las características del depósito se ha realizado la explotación por métodos subterráneos de "corte y relleno" casi exclusivamente y por un pequeño "tajo abierto". Casi siempre se ha trabajado simultáneamente varias vetas con el fin de mezclar el mineral de acuerdo a la demanda de la Planta de Beneficio o simplemente para abastecer la cantidad de mineral necesitado.

Para obtener una alta recuperación de los contenidos metálicos de Ag y Au fue necesario, sobre todo en los primeros años, lixiviar los relaves de flotación empleando Na (CN), ya que en este tiempo el mineral provenía de la zona de oxidación.

Con el tiempo, la operación se amplió a 500 t/d de mineral crudo, con todas las secciones complementarias de mina y concentradora (como plantas hidroeléctricas, talleres, plantas Diesel, campamentos y todos los locales e instalaciones de bienestar social).

En la Tabla 1 se presenta la cantidad de mineral crudo tratado y sus leyes como también la de concentrados producidos, dando leyes y ratios de concentración para el proceso de flotación desde el año 1951 hasta 1974.

Esta operación a que nos referimos, se deja subdividir en 3 etapas, como sigue:

		t	t/a	Ag (oz t)	Au g/t	Relación Ag/Au
I	1951-1959	614,801	68,311	17.2	4.2	127
II	1960-1967	844,311	120,988*	17.3	2.0	270
III	1968-1974	442,391	63,199	13.4	0.1	4,167
	1951-1974	1'901,503	79,229	16.4	2.4	213

\* Año 1967 no se tomó para el promedio

Año	Mineral		de Cabeza				Concentrado de Flotación					Ratio de Concent.	Recuperación Ag %	
	t	Au g/t	Ag oz/t	Pb %	Zn %	Cu %	t	Au g	Ag oz	Pb %	Zn %			Cu %
1951	25 965	6.6	15.24				509.8	188.4	487.26				50.9	56.9
1952	50 050	5.2	16.28				1570.7	106.5	227.56				31.9	43.8
1953	52 525	4.7	16.50				1140	110.03	354.3				46.1	46.6
1954	67 194	4.13	16.23				1605.7	103.76	395.8				41.9	58.3
1955	33 747	3.38	15.83				734	93.05	452.3				46.0	62.1
1956	87 803	3.99	17.48				234.3	301.8	447.8	30.9			374.8	-
1957	90 019	2.60	15.47				549.4	173.50	659.73	14.83			94.8	45.0
1958	99 966	4.07	16.48	0.30			2133	170.09	504.26	14.18			46.9	65.3
1959	107 532	5.02	21.16	0.60			2392	185.06	666.13	21.00			45.0	70.0
1960	117 159	2.71	18.28	0.54			1614	137.34	785.47	25.49			64.6	66.5
1961	135 630	1.06	17.78	0.66			2233	54.47	712.16	29.31			60.7	65.9
1962	157 906	1.52	17.87	0.81			3039	65.47	654.92	35.68			52.0	70.5
1963	154 557	1.01	17.62	1.05			3509	32.11	549.19	41.58			44.1	70.0
1964	135 890	1.73	15.90	0.75	1.25		2660	72.32	572.54	33.77			42.7	70.5
							526	3.26	37.50	-	51.18			0.9
1965	56 820	5.84	15.88	0.78	1.45		1348	222.88	564.23	29.67			24.7	84.3
							968	10.88	46.71	-	53.34			5.0
1966	83 747	3.5	16.1											
1967	2 602	2.2	11.6											
1968	48 429	0.38	14.66											
1969	66 196	0.22	13.31	0.30	0.77	0.04	2020	6.7	351.43	7.30	12.46	0.50	32.8	80.6
1970	81 367	0.08	15.43	0.28	0.55	0.04	2471	2.6	417.04	7.35	12.14	0.69	32.9	82.1
1971	73 497	0.04	14.24	0.27	0.46	0.03	1904	1.41	448.84	7.88	12.58	0.86	38.6	81.7
1972	60 513	0.0015	14.41	0.33	0.61	0.03	1588	0.04	437.94	8.69	14.13	0.89	38.1	79.8
1973	55 654	0.015	12.41	0.32	0.63	0.03	1241	0.6	425.66	8.83	15.28	0.81	44.8	76.5
1974	56 735	0.28	8.62	0.39	0.63	0.07	904	17.2	370.74	14.33	13.43	1.00	62.8	68.6

Tabla 4: Mineral tratado y Concentrado producido, indicando toneladas, leyes, ratio de concentración y recuperaciones en el proceso de Flotación

- I. En los años de 1951 a 1959 se trabajó principalmente en el sistema de vetas Santa Rosa, Saramarca y Concepción (que fueron las más ricas en Au). La producción tuvo un constante aumento. La relación Ag/Au fué relativamente baja (127 : 1) por la relativa alta ley de los minerales de Au. Las leyes de Pb se conocen solamente para algunos años. Aparentemente han sido un poco más bajas que las de la Etapa III (aproximadamente en 0.2 %). Los minerales han sido flotados con un ratio de concentración de 45 : 1 (para una operación normal de flotación) y la recuperación de Ag se incrementó a 70 % . Seguidamente se lixiviaron los relaves con empleo de cianuro.
  
- II. Entre los años de 1960 a 1967 se alcanzó el máximo de producción (con un tratamiento promedio de 500 t/d). Los trabajos de explotación se llevaron a cabo mayormente en el sistema de vetas Lidia-Concepción-Raquel.  
Aquí también se encontraron las más altas leyes de Ag, Pb y Zn. La relación Ag/Au fué de 270: 1 con leyes de Au considerablemente más bajas que en la Etapa I.  
El mineral con poco contenido de pirita permitió obtener concentrados altos con una buena recuperación de Ag mediante el proceso de flotación.  
En los años 1964 y 1965 el porcentaje de mineral de la zona de oxidación en relación con la extracción total decreció por la continuación de las labores hacia mayor profundidad en tal forma que fue posible parar el proceso de lixiviación y producir en cambio dos concentrados en lugar del bulk de la Etapa I (Concentrados de Pb + Ag, y de Zn con menores contenidos de Ag). En esta forma se consiguió por el solo proceso de flotación una recuperación de Ag hasta del 89.3 %.
  
- III. Desde que el Banco Minero del Perú reabrió la operación se trabajó en escala reducida y casi exclusivamente en la parte E del mismo sistema Lidia-Concepción-Raquel, donde la mineralización

está caracterizada por:

- La ausencia casi total de Au
- El incremento de pirita a mayor profundidad
- La aparición de sulfuros primarios, por ejemplo, debajo del nivel 2900 y además, por el decrecimiento de los minerales caracterizados de la zona de oxidación.

La adaptación de la planta de beneficio a estas condiciones completamente diferentes se refleja en un casi permanente aumento del ratio de concentración con una correspondiente disminución en la recuperación de Ag.

Una situación crítica para la continuación de la operación económica surgió por el fuerte decrecimiento de la ley de Ag cuando se alcanzó el nivel de los sulfuros primarios.

El yacimiento San Juan de Lucanas ha sido considerado típicamente como argentífero aún cuando durante la Etapa I se produjo también considerables cantidades de Au. Esto se muestra en la repartición de ingresos por venta de productos en el siguiente ejemplo:

Año	Ag %	Au %	Pb %	Zn %	Cu %	Cd %	Total
1959	73.4	23.4	2.8	-	0.4	-	100 %
1961	89.0	7.4	3.6	-	-	-	100
1963	88.7	5.1	6.1	-	0.1	-	100
1965	63.7	20.9*	6.9	8.1	0.3	0.1	100

En la planta de beneficio los esfuerzos estuvieron dirigidos a obtener las mayores recuperaciones posibles de Ag y Au.

\* Este año se trabajaron minerales con leyes de Au bastantes altas.

	Ag			Au			Pb	Zn	Cu
	F*	L*	T*	F*	L*	T*	F	F	F
1951	58.9	-	59.5	56.0	-	56.0		Sin	D a t o s
1952	43.8	-	61.5	64.3		64.3		"	"
1953	46.6	23.4	70.0	50.8	31.4	82.2		"	"
1954	58.3	25.1	83.4	60.0	32.3	92.3		"	"
1955		Sin datos		59.9				"	"
1956	Sin datos	46.2	20.2	72.5	92.7			"	"
1957	45.0	Sin datos	70.4	4.9	75.3			"	"
1958	65.3	19.7	85.0	89.2	13.7	102.9		"	"
1959	70.0	18.0	88.0	82.0	15.4	97.4	77.9	"	"
1960	66.5	21.1	87.6	78.5	15.9	94.4		"	"
1961	65.9	21.1	87.0	84.6	14.4	99.0		"	"
1962	70.5	15.7	86.2	82.9	13.5	96.4		"	"
1963	70.0	17.1	87.1	72.2	24.2	96.4		"	"
1964	71.4	16.7	88.1	82.5	16.0	98.5	88.0	15.8	"
1965	89.3	7.2	96.5	93.7	6.0	99.7	90.2	62.7	"
1966									
1967	Sin datos								
1968									
1969	80.6	17.5	98.1	92.9	3.8	96.7	74.3	49.4	37.8
1970	82.1	15.8	97.9	98.7	-	98.7	79.7	67.0	52.4
1971	81.7	14.5	96.2	91.3	8.7	100.0	75.6	70.8	74.1
1972	79.8	16.4	96.2	69.8	30.2	100.0	69.1	60.8	77.9
1973	76.5	18.1	94.6	89.2	10.8	100.0	61.5	54.1	60.2
1974	68.6	14.3	82.9	97.8	2.2	100.0	58.5	34.0	22.8

Tabla 2 : Recuperación metálica (en % del contenido de cabezas) durante los años 1951 a 1974

\* F = Flotación  
L = Lixiviación  
T = Total

Al comienzo de la operación fué necesario por este motivo que los relaves provenientes de la flotación de los minerales de la zona de oxidación recibieran un posterior tratamiento de lixiviación empleando cianuro (En esta etapa siempre se ha flotado un solo concentrado bulk). Las recuperaciones mediante este método combinado fueron altas tanto para la Ag como para el Au. Con la continuación de las labores hacia mayores profundidades y hacia el N y E respectivamente aumentaron considerablemente los minerales no oxidados y eso condujo en 1964 a realizar pruebas para evitar la costosa lixiviación y flotar entonces dos concentrados, uno de Pb y otro de Zn (con mayores contenidos de Ag en el primero). Los resultados de 1965 fueron en ese sentido muy positivos pero, no se pudo consecuentemente continuar con este sistema por los cambios de Administración.

La Tabla 2 dá un resumen de los resultados metalúrgicos de la operación de los años 1951 a 1974.

El yacimiento San Juan de Lucanas por sus diferenciaciones en la mineralización en sentido horizontal y vertical con diferente paragénesis tiene un pronunciado carácter sub-vulcánico y sus características propias como son:

- Ramificaciones de las vetas (cola de caballo) especialmente pronunciadas en el sistema Lidia-Concepción-Raquel
- Alteración de la roca encajonante (principalmente silicificación y sericitización)

Formación primaria de clavos ricos

- Diferenciación primaria en la distribución de los metales tanto en sentido horizontal como vertical

han conducido

A una extensión demasiado grande de la mina en relación a

PRODUCTIVIDAD COMPAÑIA MINERA SAN JUAN DE LUCANAS S.A.

Año	Producción TMS	Tareas-Trabajadas Mina	Total Tareas	Rendimiento Mina	Productividad TMS/tarea	OBSERVACIONES
1951	25,965	43,144	57,758	602	450	Inclusive tajo abierto
1952	50,050	14,620		3,423		" " "
1953	52,525	19,080		2,753	Sin datos	
1954	67,194					
1955	33,747	165,932	208,254	203	162	
1956	87,803	188,128	258,660	467	340	
1957	90,019	212,629	264,564	423	340	
1958	99,966	103,098	152,378	970	656	
1959	107,532	195,368	224,457	550	479	
1960	117,159	165,313	193,490	709	606	
1961	135,630	170,602	195,856	795	693	
1962	157,906	198,936	234,900	794	672	
1963	154,557	149,406	176,489	1.035	876	
1964	135,890	203,917	223,679	666	608	
1965	56,820	99,375	109,305	572	520	
1966	83,747	ninguna	información	Sin	datos	
1967	2,602	"	"	"	"	
1968	48,429	"	"	"	"	
1969	66,196	65,860	102,788	1.005	644	
1970	81,367	73,997	122,043	1.100	667	
1971	73,497	59,571	124,248	1.234	592	
1972	60,513	62,015	121,060	976	500	
1973	55,654		136,442		401	
1974	56,735	ningun dato				

Tabla 3 : Tareas trabajadas y rendimientos obtenidos durante 1951 - 1974

la extracción de mineral, por no haber permitido una concentración de las labores mineras, y

- Han hecho necesario el empleo de métodos de explotación poco eficientes y costosos.

Aunque se considera que los trabajos específicos de explotación, desarrollo y preparación debieron ser muy elevados para este tipo de yacimiento, hay que tomar las eficiencias obtenidas (considerando el personal tanto en la mina como total) como muy bajas, incluyendo los años de mayor producción (Ver Tabla 3).

También de aquí se pueden deducir las siguientes interesantes conclusiones:

1951 - 1959 Años del comienzo de la ampliación de la operación (con eficiencias variables aún incluyendo un tajo abierto durante los años 1952-1953);

1960-1967 los años de la máxima producción obtenida con las máximas eficiencias, y

1969-1974 el tiempo de la extracción reducida con empleo de mucho personal (especialmente en superficie) y con muy baja recuperación.

Bastante alarmante se pone la situación para la última etapa de la operación en la que se nota una casi constante decreciente eficiencia a pesar de los pocos trabajos de exploración, desarrollo y preparación realizados.

En la Tabla 4 se observa la operación total para todo el tiempo de trabajo. Resaltan no solo los altos costos totales sino también sus casi continuos incrementos anuales los cuales pueden ser resumidos en 3 períodos de la etapa de operación:

AÑO	1951	1952	1953	1954	1955	1956	1957	1958	1959	1960	1961	1962	1963	1964	1965	1966	1967	1968	1969	1970	1971	1972	1973	
Exploración								-17	11.81	4.37	13.16	25.27	31.91	17.81	38.62									
Desarrollo	13.04	33.33	32.59	30.79	78.04	33.86	14.98	9.04	7.03	13.52	31.08	23.61	31.77	23.11	31.26					39.07	23.62	37.43	42.32	
Preparación + Explotación (Sub-tarfáneo)								37.07	46.13	43.59	55.45	17.55	16.13	20.24	22.60									
Preparación + Explotación (Tajo abierto)	26.27	50.00	50.68	45.67	116.73	68.10	110.15	1.46	1.64	6.07	.01	-	-	-	-									
Mantenimiento								7.68	7.49	6.78	8.67	10.95	7.39	10.74	16.86									
Transporte Mina - Concentradora								8.73	9.29	10.89	10.51	9.05	10.52	20.00	32.15									
Gastos Generales Minas								20.18	32.50	34.45	33.47	42.08	48.40	69.14	97.99									
Tratamiento	25.33	28.39	47.68	59.79	150.99	76.43	69.22	68.83	91.06	107.66	87.64	97.17	106.41	116.76	101.70									
Despacho del Producto								6.70	8.15	6.96	6.51	9.35	10.93	10.12	15.62									
Gastos Generales San Juan de Lucanas	29.40	37.34	37.36	33.88	71.18	24.95		33.26	52.10	37.79	46.41	58.64	68.78	57.34	129.58									
Otros	9.00		5.77	4.42	.30	-10													4.79	12.70				
Costos de Operación											5.59		7.31	6.13					6.69	262.53	5.99	1.66	13.90	12.90
Venta y Maquila	14.97	21.07	20.87	23.66	23.02	10.50	22.90	44.45	94.76	38.95	40.40	47.38	56.63	56.14	89.44	No hay datos			22.40	26.98				
Administración en Lima	4.70	4.34	5.03	5.65	14.36	7.24	8.16	10.23	13.43	16.96	14.65	9.83	14.04	26.17	70.01									
Mina San Juan									1.28	.31											25.56	311.03	96.27	66.26
Posta de Oro										1.10	.49													
Otros Gastos												6.44	8.24	8.33	15.36									
Intereses y Comisiones	11.97	13.27	16.84	9.53	16.12	2.79	4.31	.14	.35	.73	3.77	2.13	10.33	13.16	48.77				3.41	22.20	30.74	24.57	79.06	144.43
Intereses (Banco Minero del Perú)								.07	.08	-														
Intereses (Banco Viese Ltd.)								1.68	.60	1.85														
Diferencia de Cambio								1.67	.62	.10														
Depreciaciones																								
Otros Costos de Capital														9.76						2.56	-	9.64	14.39	22.03
Costo Total:	134.68	187.74	216.84	209.39	482.74	223.97	229.72	251.36	251.36	352.10	358.01	393.38	464.61	554.79	768.91				556.69	770.73	593.65	857.69	1099.56	1306.74

Tabla 4 Costos de producción (en Soles/t de mineral crudo) para los años 1951 - 1973

28.70

	Ingresos	Costos	Utilidad bruta	
1951	5 251 190.46	3 489 359.34	1 761 831.12	
1952	9 773 201.36	9 396 183.60	377 017.76	
1953	12 040 877.22	11 086 295.03	1 554 582.19	
1954	18 286 249.47	14 247 572.77	4 038 676.79	
1955	19 983 565.60	16 291 164.93	3 692 400.67	
1956	25 162 406.44	19 665 358.67	5 497 047.77	
1957	22 361 038.31	20 678 707.69	1 682 240.62	
1958	39 532 862.48	25 680 531.20	13 872 331.28	
1959	64 610 381.71	36 251 643.95	28 358 737.76	
1960				
1961	57 272 195.27	48 560 877.71	8 711 317.56	
1962	81 071 980.64	62 123 989.59	18 948 041.05	
1963	88 037 566.31	71 808 873.90	16 228 692.41	
1964	75 374 959.67	75 391 368.81	( 16 409.14)	
1965	43 498 027.76	40 231 263.34	3 266 764.42	
1966				
1967				
1968	26 960 000.00	26 960 000.00	0.00	
1969	63 325 000.00	50 883 000.00	12 442 000.00	
1970	59 627 000.00	48 303 263.00	11 323 737.00	
1971	67 555 903.64	63 038 162.50	4 517 741.14	
1972	66 537 321.01	66 537 321.01	-	
1973	60 497 347.57	72 732 015.17	(12 234 667.60)	
1974				
				Distribución estimada de las Ganancias durante 1951 - 1965
				Impuestos 7
				Reservas Legales 5
				Depreciaciones + 50
				Amortizaciones 28
				Cargas Sociales 6
				Directorios 3
				Otros 1
				100

Tabla 5. Resultado Económico (en Soles) para los años de 1971-1974

Nota: Hasta el año 1967 las depreciaciones no están incluidas en los costos. Las ganancias brutas, son según la terminología peruana "Renta Bruta" respectivamente "Utilidad Bruta".

Año	Activo Fijo	Activo Circulante	Inver - siones	Otros Activos	Cap.Accionario + Reservas	Capital Circulante	Otros Pasivos	Total
1951	15.571	4.921			11.745	8.747		20.492
1952	19.194	4.329		5.354	21,821	6.850	0.206	28.877
1953	21.933	4.116		4.182	22.844	7.032	0.355	30.231
1954	24.182	10.935			26.106	8.656	0.355	35.117
1955	27.301	11.400		0.125	29.388	9.083	0.355	38.826
1956	25.445	18.958			28.556	15.492	0.355	44.403
1957	31.819	14.481		2.658	27.525	21.078	0.355	48.958
1958	36.128	15.794			29.975	18.282	3.665	51.922
1959	31.616	21.177	0.034	0.694	34.629	12.394	6.498	53.521
1960								
1961	34.411	26.061	0.051	0.308	42.915	9.123	8.793	60.831
1962	33.969	38.495	0.056	2.790	43.731	18.475	13.104	75.310
1963	60.096	42.908	0.514	2.109	40.686	45.290	19.651	105.627
1964	55.405	38.662	0.442	15.000	80.080	24.141	5.288	109.509
1965	57.598	37.452	0.442	15.095	80.518	24.903	5.166	110.587

Tabla 6 : Balance Consolidado (en Millones de Soles) para los años 1951 - 1965.

1951 - 1959	13	%
1959 - 1967	15	%
1967 - 1974	17	%

Los más o menos triples aumentos de costos de 1963 a 1973 por tonelada del mineral tratado han sido compensados con un alza de casi igual magnitud del precio de la plata, pero la menor extracción de mineral con leyes más bajas ha conducido a la empresa a una muy difícil situación económica. Esto está claramente demostrado en la Tabla 5 por la confrontación de ingresos y costos.

Ya en el año 1964 se cerró con pérdida. Con la inclusión de ciertas obligaciones de pago, las pérdidas totales fueron - de 13.5 millones de soles y en 1965 de 0.4 millones de soles. Estas pérdidas junto con el hecho de que las reservas de mineral por los trabajos de exploración poco exitosas disminuyeron mucho, iniciaron la caída de la anterior Administración.

Interesante en este particular es una observación de los balances hasta esta fecha (Tabla 6 ). Se nota un casi constante aumento del Activo Fijo y del Circulante como consecuencia de la ampliación de la operación. Este aumento es cubierto al principio por medios propios (aumento de Capital Accionario) pero después por aumento del Pasivo Circulante (por ejemplo deudas bancarias). La fracción de las deudas bancarias en el Pasivo Circulante de 28 % del Pasivo Total es alta, pero especialmente elevada en los últimos años antes de la caída de la Empresa (Tabla 7 ).

---

	Monto Millones de Soles	Porcentaje en el Capital Circu- lante (en % )
1951	4.458	51
1952	3.799	55
1953	6.677	95
1954	2.796	32
1955	4.285	47
1956	1.686	11
1957	2.869	14
1958	-	0
1959	0.084	1
1960	S i n D a t o s	
1961	1.155	13
1962	6.541	35
1963	27.820	61
1964	17.022	71
1965	19.010	76

---

Tabla 7 : Deudas bancarias y su relación con  
el Capital Circulante durante 1951  
a 1965

### 3. El Yacimiento Mineral =====

#### 3.1. Algunas consideraciones sobre la Franja Metalogenética Argentífera del sur del Perú

Metalogenéticamente San Juan de Lucanas pertenece a Provincia Metalogenética de Plata del Sur del Perú, el cual se inicia en esta mina y termina en Caylloma incluyendo las minas de Arcata y Orcopampa, con algunos rasgos comunes como es la mineralización en rocas volcánicas. Pero debe indicarse que la franja volcánica terciaria se observa en el Centro y en Norte del Perú y mostraremos rasgos entre las provincias metalogenéticas de plata del Sur y del Centro del Perú.

A continuación se resumen las actuales leyes de Mineral crudo de las cuatro más importantes minas de Ag de la franja argentífera del Sur del Perú, con las minas de Pb - Ag, Pb-An-Ag de la región Sur Central del Perú.

Las diferencias más marcadas entre las dos fajas argentíferas son sobre todo las más elevadas leyes de Pb, Zn y Cu en la región Central; según esto se dejan agrupar los mencionados ya cimientos como sigue :

1. Minas de Ag  
Arcata-Caylloma-San Juan de Lucanas-Orcopampa
2. Minas de Ag con leyes subordinadas de Pb y Zn  
Pacococha-Caudalosa Grande-San Genaro-Julcani
3. Minas Polimetálicas con leyes de Ag  
Caudalosa Chica y Huachocolpa

## Ley del mineral crudo

Mina	oz Ag/t	g Au/t	% Pb	% Zn	% Cu	% Bi
<u>Sur del Perú</u>						
Arcata	18.0	1.0	0.2	---	---	---
Caylloma	7.5	0.4	0.2	0.5	0.05	---
San Juan de Lucanas	8.6	0.3	0.4	0.6	0.07	---
Orcopampa	12.5	0.2	---	---	0.10	---
<u>Centro Sur del Perú</u>						
Pacococha	10.0	0.3	1.3	2.9	0.7	---
Caudalosa Grande	6.5	0.5	1.5	2.0	0.6	---
San Genaro	23.0	2.0	1.0	2.0	0.1	---
Julcani	12.5	0.3	0.6	---	0.2	0.1
Caudalosa Chica	10.0	---	8.0	9.0	0.4	---
Huachocolpa	5.0	---	4.0	5.0	---	---

Común para las tres agrupaciones es la presencia de minerales de Ag posterior a la formación de Tennantita-Tetraedrita argentífera y también de Galena argentífera en las partes superiores de los yacimientos.

Profundizando más las labores y pasando por la zona de enriquecimiento, se cambian bruscamente las leyes del mineral del Grupo 1 haciéndose similares a las del grupo 2 (por ejemplo en parte de San Juan de Lucanas y en Caylloma).

Según los indicios se trata en la franja Sur peruana, de yacimientos que se han formado con caídas más fuertes de presión y temperatura que los del Perú Sur Central, y en los de aquella los procesos de enriquecimiento secundario han jugado un rol muy importante en cuanto a la economía de la operación minera.

Los yacimientos Sur peruanos parecen tener un carácter subvulcánico más pronunciado.

No solamente las diferencias metalogénicas sino también un aumento de los tamaños de los agregados minerales (respecto a los polimetálicos) han conducido en el Centro del Perú siempre a una afloración de dos concentrados en contrario al bulk en el Sur del Perú.

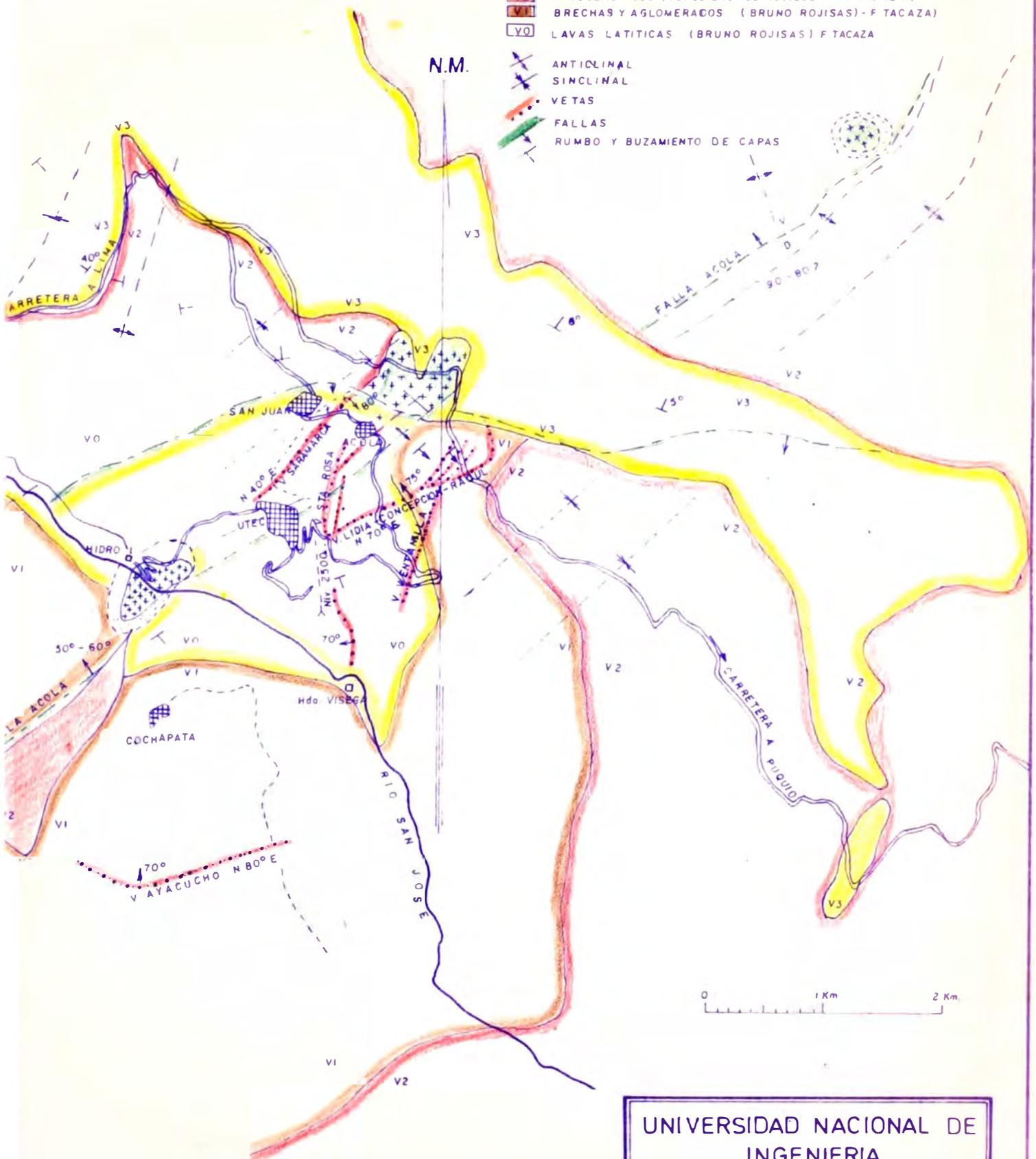
### 3.2. Geología Local

La localidad ha sido rellenada por potentes derrames de lavas, aglomerados y brechas andesíticas de edad terciaria. Posteriormente tufos de similar composición cubrieron a los extrusivos mencionados. La orogénesis del Terciario moderno pro

# LEYENDA

- ZONA DE ALTERACION HIDROTHERMAL
- INTRUSIVOS ANDESITICOS
- V3 PIROCLASTICOS ( TUFOS DACITICOS GRIS CLAROS - F SILLAPACA )
- V2 PIROCLASTICOS ( TUFOS BRUNOS ROJISOS - F TACAZA )
- VI BRECHAS Y AGLOMERADOS ( BRUNO ROJISAS ) - F TACAZA
- V0 LAVAS LATITICAS ( BRUNO ROJISAS ) F TACAZA

- ANTICLINAL
- SINCLINAL
- VETAS
- FALLAS
- RUMBO Y BUZAMIENTO DE CAPAS



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

PLANO GEOLOGICO DE SAN JUAN DE LUCANAS

ANIBAL ESPINOZA N.

PLANO Nº 2

dujo plegamientos en este complejo volcánico (Formación Tacaza), cuyas estructuras se caracterizan por estar orientadas al N 45-50° E y ser ligeramente asimétricos con sus planos axiales inclinados al S.E. Estos pliegues son transversales al plegamiento andino y probablemente fueron originados por compresiones orientadas en dirección NO . Al llegar al límite de la deformación plástica, los volcánicos se fracturaron y produjeron un fallamiento longitudinal al cual pertenece la falla inversa de Acola que pasa por el distrito en estudio. A lo largo de este plano de discontinuidad intruyeron ígneos de composición andesítica de pequeñas dimensiones. Uno de los cuerpos aflora a 20 Kms. al Sur de la mina, otro ha sido cortado por las labores subterráneas en la mina, otro aflora a 5.5 Km. al NE de la mina y el cuarto cuerpo reconocido se sitúa a 8.0 Kms. al SO de la mina.

Por la intensificación de las compresiones orogénicas se produjo la falla de San Juan, con rumbo N 70° O; fracturas tensionales orientadas al Norte y fracturas de cizalla orientadas al NE.

Soluciones hidrotermales de mediana y baja temperatura circularon por las fracturas produciendo la metalización. Durante el relleno y metalización de fracturas, las pulsaciones orogénicas han producido movimientos considerables en las Cajas de las fracturas y se han traducido en la formación de cinco diferentes precipitados minerales. A los tres primeros brechamientos se relacionan las mineralizaciones no metálicas (cuarzo lechoso, cementa al primer brechamiento, cuarzo negruzco al segundo y dolomita calcita al tercero). El cuarto brechamiento es cementado por minerales de mediana temperatura (Facies mesotermal) tales como pirita, calcopirita, baritina y galena).

Esta mineralización presenta cristales grandes. El quinto brechamiento, cuyos fragmentos están conformados por precipitados anteriores, es cementado por minerales de baja temperatura (Facies epitermal) y ha pasado por un rápido enfriamiento. La cristalización de este último precipitado es fina y los componentes son galena, tetraedrita, sulfuros complejos de Ag, cuarzo hialino, cuarzo amatista y calcedonia. En varias vetas se observa que los dos últimos brechamientos son adyacentes y están paralelos. Generalmente el brechamiento último, de color oscuro y que contiene mayores valores de plata, se encuentra en la caja piso.

Se presenta una variación lateral y en profundidad de la mineralogía; es más abundante la pirita y chalcopirita en la parte suroeste y profunda; la galena y esfalerita en las partes intermedias y la plata en las zonas más superficiales y hacia el NE.

En épocas post-minerales la zona pasó por un período de erosión a poca altura sobre el nivel del mar, lo cual permitió que la parte superior de los depósitos se oxidara en forma intensa y profunda y se produjeron concentraciones de minerales oxidados, disolución de ciertos minerales y zonas de enriquecimiento supergeno. Las zonas de mayor enriquecimiento supergeno se encuentran coincidentes con las zonas de alta concentración de sulfuros primarios.

El elevamiento de los depósitos por efecto del levantamiento andino; la cobertura de piroclásticos cuaternarios (Formación Sillapacá) y la subsecuente erosión reciente completan la historia geológica de la zona.

### 3.3. Rocas

Las vetas clasificadas como meso hasta epi-termales de la Unidad San Juan de Lucanas yacen en volcánicos terciarios al E del batolito de la Costa. Estos volcánicos forman parte de la subsecuente evolución magnética, posterior al plegamiento principal del Geo-Sinclinal Andino en el Perú, estando caracterizado por potentes secuencias volcánicas de composición intermedia hasta ácida, con pequeños cuerpos intrusivos.

Desde el punto de vista regional se pueden diferenciar dos unidades litológicas que son :

1. Rocas Extrusivas Inferiores, y
2. Rocas Extrusivas Superiores

1) Las rocas extrusivas inferiores cubren casi toda la superficie del yacimiento y forman la roca encajonante de las vetas argentíferas. Ellas consisten de andesitas de una composición química que varía poco de un lugar a otro, pero con zonas de diferentes alteraciones. Se trata en general de una andesita con horneblenda y plagioclasas idiomorfas (andesita) en una matriz con cristales ligeramente paralelos.

En el yacimiento que nos ocupa no se han efectuado hasta ahora determinaciones de edades absolutas, pero C.M. WONG (1963) atribuye por medio de un paralelismo.

2) Las rocas extrusivas superiores circundan el stock andesítico y se extienden tanto al NE como al SE lejos del depósito. Ellas están conformadas por dacitas de una composición química que no es siempre muy uniforme y consiste en general de plagioclasas, ortosa, horneblenda y/o biotita con ó sin cuar

zo en una matriz más o menos vítrea (con esferolitas). Las rocas aparecen muy frescas y se consideran como post-mineral. En algunos lugares se han encontrado intrusiones brechosas con fragmentos de una roca anterior, cuya apariencia es similar a la de las andesitas. Estos fragmentos, como las andesitas, están alterados.

La alteración de las andesitas va en aumento desde el margen del stock hacia las vetas; al comienzo abarca solamente las hornblendas y algo más tarde también las plagioclasas.

Para el caso de las hornblendas la alteración tendría una tendencia como sigue:

Hornblendas--Clorita + Sericita --Carbonatos

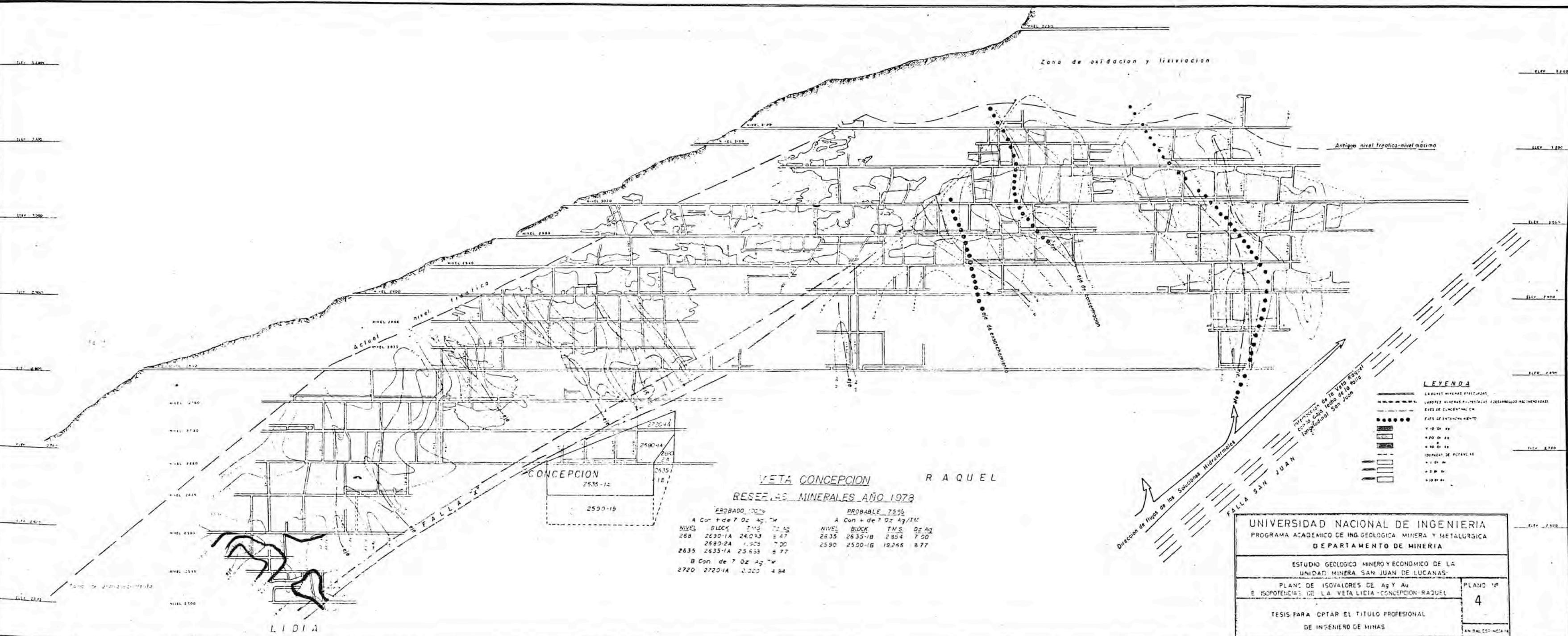
Para el caso de las plagioclasas la tendencia es :

Plagioclasas--Sericita--Carbonatos

### 3.4. Geología Económica

#### 3.4.1 Sistema de Vetas

Las bases de la actividad minera fueron y son todavía las vetas mineralizadas en la andesita, siendo la estructura más importante en el distrito, la de Lidia-Concepción-Raquel con un rumbo general de Ne - SW y un abusamiento decreciente hacia el NE (de 90° hasta aproximadamente 45°NW). Después de un recorrido de 300 metros con un rumbo N - S la veta cambia su dirección hacia el NE - SW al mismo tiempo que se ramifica en tres estructuras (hasta este punto la veta se denomina Lidia),



**VETA CONCEPCION RAQUEL**  
**RESERVAS MINERALES AÑO 1978**

PROBADO 100%				PROBABLE 75%			
A Con + de 7 Oz Ag/TM				A Con + de 7 Oz Ag/TM			
NIVEL	BLOQUE	TMS	Oz Ag	NIVEL	BLOQUE	TMS	Oz Ag
268	2630-1A	24,043	8.47	2635	2635-1B	2,854	7.00
	2680-2A	1,905	7.00	2590	2590-1B	19,255	8.77
2635	2635-1A	25,633	8.77				
B Con de 7 Oz Ag/TM							
2720	2720-1A	2,220	4.84				

- LEYENDA**
- LABORES MINERAS EFECTUADAS
  - LABORES MINERAS PROYECTADAS (DESARROLLOS RECOMENDADOS)
  - EJES DE CONCENTRACION
  - EJES DE ENTANQUEAMIENTO
  - 1" DIAM
  - 2" DIAM
  - 4" DIAM
  - 6" DIAM
  - 8" DIAM
  - 10" DIAM
  - ISOPOTENCIAL DE POTENCIAL
  - FALLA

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA  
 PROGRAMA ACADÉMICO DE ING. GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA  
 DEPARTAMENTO DE MINERIA

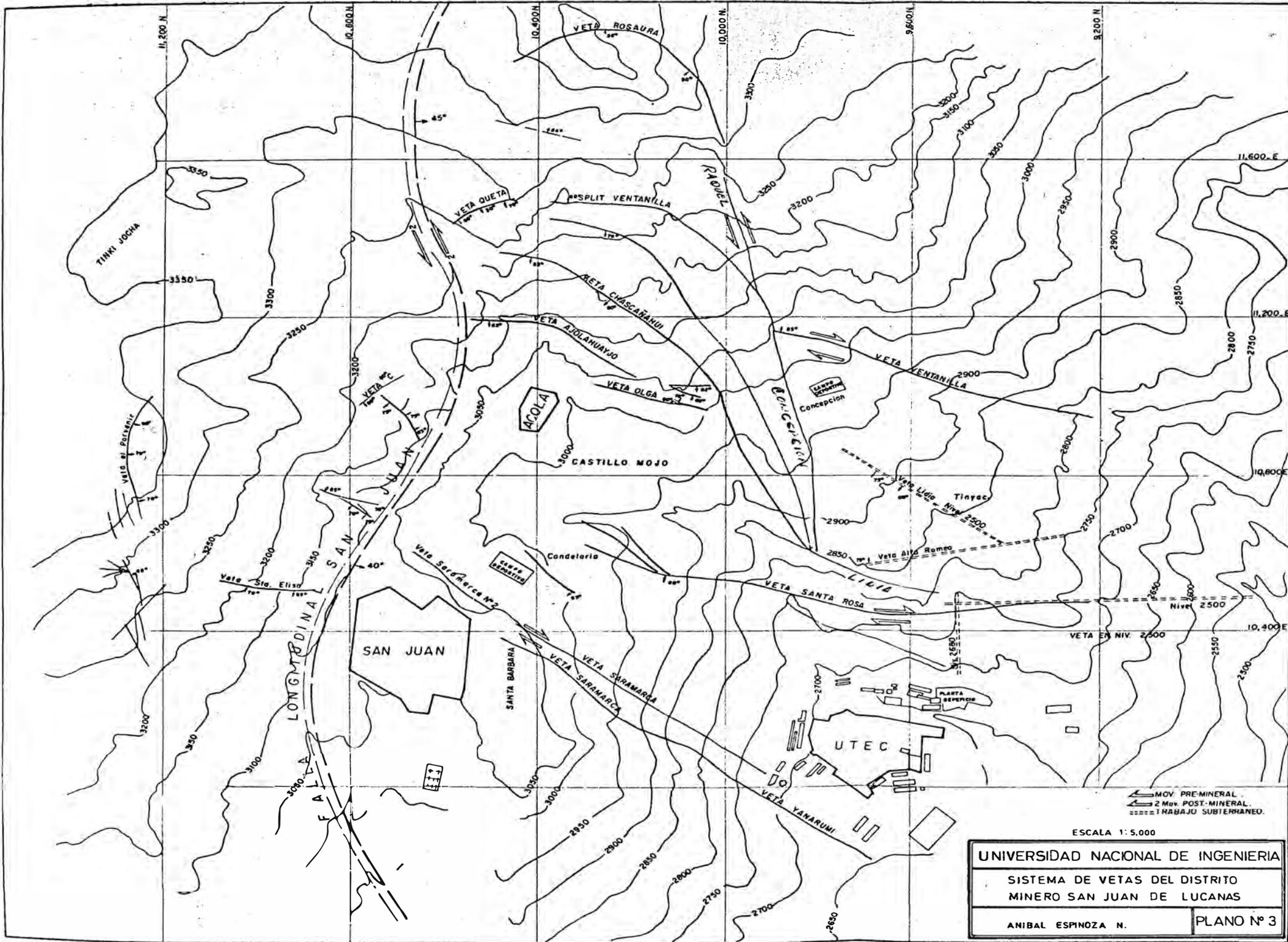
ESTUDIO GEOLOGICO MINERO Y ECONOMICO DE LA  
 UNIDAD MINERA SAN JUAN DE LUCANAS

PLANO DE ISOVALORES DE Ag Y Au  
 E ISOPOTENCIAL DE LA VETA LIDIA - CONCEPCION - RAQUEL

PLANO Nº 4

TESIS PARA OBTENER EL TITULO PROFESIONAL  
 DE INGENIERO DE MINAS

ANUAL ESTADISTICO 1978



cuyos nombres son, de la parte inferior a la superior, Concepción, Pucacañón y Chascañahui. Tanto el cambio de rumbo como la ramificación de la estructura Lidia, así como las direcciones de las tres estructuras nuevas y sus terminales, parecen solamente observadas allí. Esta roca (dacita), se considera como post-mineral pero, los contornos de corrosión de los cuarzos indican una formación pre-mineral seguida de una fase de resorción. Tanto de Concepción como también de Chascañahui, parten otros ramales siempre a la caja superior (por ejemplo Ventanilla y Queta, Ajola Huaujo y Olga). Todas estas estructuras con excepción de Concepción, tienen un buzamiento fuerte con preferencia hacia el W.

La potencia promedio de la mineralización según la Empresa, para las reservas actuales calculadas es de aproximadamente de 1 m. Según la misma fuente de información ha sido de 25 m. en las partes más cercanas a la superficie.

El sistema Santa Rosa es el segundo en importancia; tiene en general un rumbo N - S y buza fuertemente hacia el NW, con una potencia que varía desde menos de 1.00 m. hasta 7.00 m. El sistema muestra una débil estructura de "cola de caballo" en el N.

Hacia el W el sistema Santa Rosa - Yanarumi consiste en varias estructuras paralelas con un rumbo general de dos anteriores por su mineralización en "clavos" de poca extensión. En Santa Rosa y especialmente en Saramarca - Yunarumi aparece una estructura bandeada más pronunciada en la veta y una mayor silicificación de la roca encajonante inmediata que en Lidia Concepción - Raquel.

Trabajos anteriores de exploración en estructura (por ejemplo: Santa Anita, Santa Lucía, Santa Elisa y Ventanilla Este) más débiles y más cercanas a los borde de stock andesítico, no han demostrado mineralización económica.

### 3.4.2 Mineralización

En general, la mineralización en su primera fase consiste en una estructura bandeada muy fracturada, con diferentes bandas de cuarzo, en parte con pirita, macroscópicamente aún bien reconocibles, (parcialmente con contenido de Au), chalcopirita, blenda y galena. Después de esta fase de mineralización aparentemente se produjeron fallas con rumbos de NW-SE que fracturaron las bandas de la mineralización anterior en gran parte y formaron campo para una fase posterior de mineralización. La mineralización se muestra más rica en el centro de los clavos donde las bandas de cuarzo están completamente falladas y donde se pueden observar pequeños hilos mineralizados cruzando la veta en la caja inferior como en la caja superior.

La segunda fase está limitada a las partes más altas del yacimiento y trajo especialmente los minerales de plata, calcedonia y amatista. Subsecuentes procesos de lixiviación y oxidación como también la formación de una zona de enriquecimiento descendente han creado el actual yacimiento. Diferencias en la participación de la ganga (hacia el E y también al NE, aumenta la calcita a costa del cuarzo y hacia la superficie también se presenta calcedonia y amatista en vez de cuarzo; además, se ha encontrado baritina en la estructura Ventanilla), y también en la distribución de los metales muestran una diferenciación en la mineralización primaria en sentido lateral como vertical (Saramarca-Yanarumi y Santa Rosa que llevan por ejemplo más oro que Lidia-Concepción-Raquel). Aumentando la profundidad suben en la zona primaria las leyes de Pb - Zn).

En San Juan de Lucanas se ha constatado la presencia de dos elementos importantes, que son :

- fallas pre-minerales , y
- fallas contemporáneas a la mineralización

El primer sistema incluye las fracturas mineralizadas más tarde. Estas, preferentemente tienen un rumbo N-S hasta casi E-W y parecen mostrar cierto paralelismo con una textura fluidal observada en las andesitas.

El segundo sistema más o menos el rumbo andino NNW, y probablemente se ha formado entre las dos fases de mineralización, de formando fuertemente la primera fase y abriendo fisuras en las vetas, proporcionando así nuevos canales para la segunda fase de mineralización.

Las plagioclasas se encuentran muy fracturadas cerca a las fallas. En general, la mineralización no está muy desplazada ni termina abruptamente bajo los efectos de este segundo sistema de fallas.

Una evaluación de los análisis del muestreo sistemático\* disponible de las vetas da cuenta sobre la distribución de los metales en el yacimiento. Según esto se puede distinguir dentro de las vetas tres zonas claramente definidas en sentido vertical :

- una zona de lixiviación
- una zona de enriquecimiento
- una zona primaria

\* En general se muestran las vetas mediante canales cada 1.00 metro, sobre todo el ancho de la galería, anotando la respectiva potencia. Se analizan las muestras por Ag, y antes también se hicieron por - Au, Pb y Zn.

Tanto la primera como la segunda zona son más o menos paralelas a la actual superficie.

La zona lixiviación llega a 70-80 m. de profundidad en el sistema Lidia-Concepción-Raquel; esta zona carece de importancia para explotarla y solamente cuando existen fuertes afloramientos de cuarzo llega de vez en cuando una débil mineralización hasta la superficie (por ejemplo en Santa Rosa).

La zona de enriquecimiento debajo de la zona de lixiviación - representa la base de la explotación minera y alcanza en Lidia - hasta 300 m. de profundidad en algunas partes; en Raquel llega - hasta 200 m. y en Santa Rosa aproximadamente a 160 m.

Las zonas de oxidación y de cementación no siempre son bien separables, aunque se encuentran sus respectivas características más pronunciadas en las partes más altas para la zona de oxidación y en las partes más bajas para la zona de cementación.

La zona de enriquecimiento secundario muestra sobre toda su extensión vertical una buena mineralización de Ag, pero aparte de esto, una diferente distribución de los metales, por ejemplo :

Lidia - Concepción - Raquel - Santa Rosa

Ag:	Au Niveles Superiores	300:1	240-300:	1
	Inferiores	60:1	60-90	1
Zn :	Pb Niveles Superiores	3:1	2- 3 :	1
	Inferiores	3:1	2- 4 :	1

En general, se ha encontrado en la zona más baja de cementación los mejores contenidos de Au frente a mayores leyes de Ag en las partes altas.

Las leyes más altas de plomo se han encontrado tanto en las partes superiores como también en algunos lugares de los niveles más bajos.

Una diferenciación lateral de la mineralización en San Juan de Lucanas se manifiesta por mayores contenidos absolutos de plomo y zinc en el Sistema Lidia-Concepción-Raquel, mayores leyes de Au en Santa Rosa, mayor bandeamiento de la primera fase de mineralización y una más pronunciada silicificación en Santa Rosa. El mismo fenómeno está indicado en el sistema Lidia-Concepción - Raquel por una fuerte disminución del oro y un aumento de los carbonatos hacia el Este.

La zona de enriquecimiento en profundidad cambia abruptamente en zona de minerales primarios. En el pasado se suspendían las labores mineras al llegar a esta zona por sus leyes muy bajas de plata.

En la zona primaria bajan considerablemente las leyes de los metales preciosos, más las de plomo, zinc y cobre aumentan; así mismo, se puede constatar un incremento de pirita. Aparte de esto, es notable una más fuerte formación de sericita en la roca encajonante inmediata.

### 3.4.3 Mineralogía

La evaluación microscópica de secciones pulidas preparadas en los laboratorios del Banco Minero del Perú trata sobre todo de cuestiones de paragénesis, especialmente con las posibilidades de la continuación de la mineralización económica hacia mayores profundidades y con las posibles influencias al proceso de tratamiento por los cambios en las características de la mineralización en sentido vertical.

Se han constatado como los minerales importantes en San Juan de Lucanas los siguientes:

Pirita-Blenda-Galena-Chalcopirita-Enargita-Tennantita-Plata nativa-Argentita-Polibasita-Pearseita -Rosicler-Chalcocita-Covelina-Oxidos de Hierro-Oxidos de Manganeso y Carbonatos de Cobre.

La pirita se encuentra sobre todo en la zona primaria. Aquí se puede observar todavía cristales frescos en forma de rombo - dodecaedro o su reemplazo por hematita.

En la zona de cementación se la encuentra frecuentemente reemplazada por chalcopirita o menos frecuente por blenda. En las partes superiores se ha observado muy poca pirita.

Una parte del cobre está en forma de chalcopirita que se presenta claramente después de la pirita, reemplazándola, pero siempre antes de la blenda, en forma de disoluciones en esta; las -- mayores leyes de Cu en la zona de cementación siempre fueron un buen indicio de altos valores de plata. En la parte inferior - del yacimiento se observa frecuentemente costras delgadas de e- chalcopirita en la blenda, lo que se explica por difución bajo temperaturas más altas. Una formación posterior parece que sean las venillas de chalcopirita en fracturas de la blenda y en los agregados formados en mitades por galena y chalcopirita. Las ve- tillas de chalcopirita son reemplazadas frecuentemente por enar- gita-tennantita perceita -rosicler en la parte W de la Sección - Raquel. La formación de los agregados de chalcopirita y galena parece cambiarse hacia las partes superiores en otra, compuesta mayormente por galena y solamente en cantidad menor de chalco- piritita. También se han observado myrmekitas de chalcopirita y te- traedrita o tennantita en las partes inferiores y en los bordes de los "clavos".

La blenda, con un aumento de profundidad, presenta un color más oscuro que va de amarillo claro a pardo oscuro (normalmente esto es indicio de un aumento del contenido de hierro) y además muestra también más disoluciones de chalcopirita. Donde la blenda tiene fuerte contenido de cobre o lleva costras de chalcopirita, muestra frecuentemente una pequeña cobertura de chalcopirita. Se nota esto en las partes bajas de la zona de cementación. Las pequeñas costras en los contornos de la blenda en la parte inferior del yacimiento son explicables por difusión con altas temperaturas.

La galena es normalmente más joven que la blenda pero anterior a la tetraedrita, tennantita o minerales de plata; mayormente está íntimamente ligada a la blenda. En los niveles inferiores aparece en mitades con chalcopirita pero mayormente en muchos pequeños cristales con filudos contornos en la blenda. Esta ocurrencia cambia hacia superficie a agregados que forman grandes playas en reemplazo de la blenda o agregados de galena en general más grandes, pero también se ha observado mirmekitas de galena y tetraedrita/tennantita, tanto en los bordes de los "clavos" como también en sus partes inferiores.

En las partes superiores del yacimiento, la galena tiene casi siempre una delgada cobertura de chalcopirita que muy frecuentemente también como la galena misma contiene bastante plata. La galena es frecuentemente reemplazada por tetraedrita, tennantita y minerales de plata (polibasita/pearceita y risu --cker). A la luz del microscopio se observan estrías de plata.

Enargita, se ha observado solamente en los niveles bajos de la parte W de la sección Raquel, y únicamente en cantidades subordinadas. Aparece en pequeños agregados en reemplazo de veti

llas de chalcopirita dentro de la blenda, y a su vez reemplazada por tennantita o minerales de grupo pearceita/polibasita.

Las pequeñas cantidades de minerales del grupo tennantita/tetraedrita son reconocidas como tennantita por su color verdusco gris y su ocurrencia junto con otros minerales arsenicales. La tennantita aparece algo más frecuentemente como reemplazo de galena, y también en mymekitas con ésta.

En general la tennantita es reemplazada por pearceita/polibasita que aparece de preferencia junto con la galena. Al microscopio, a los diferentes intervalos observados, se ve la ocurrencia de pequeñas esferas de plata, lo que hace suponer que existen varios minerales con diferentes contenidos de este mineral.

En las partes más bajas de la zona de cementación parece que la pearceita/polibasita es más frecuente.

La ocurrencia de Argentita y plata nativa por el contrario alcanzan sus respectivos máximos en las partes más altas de la zona de cementación. Ambos minerales aparecen como reemplazo con frecuencia de la galena junto con minerales de cobre sobre todo con covelina, y en forma de pequeñas esferas dentro de la galena.

Rosicler, se ha observado solamente en pequeñas cantidades en las secciones pulidas examinadas; probablemente se formó de preferencia en las zonas de las vetas encima de las partes con predominio de pearceita/polibasita, es decir en las áreas que están totalmente explotadas. En las secciones pulidas en las cuales el rosicler aparece junto con pearceita/polibasita, el rosicler es marcadamente más joven.

Chalcocita y covelina, son muy frecuentes como típicos minerales de cementación descendente, mayormente aparecen junto con argentita y plata nativa alrededor de la galena. Circundan la galena en forma de una costra con pequeños huecos, y más hacia el centro del agregado se presentan en forma de una pequeña película de reacción química.

Oxidos de hierro y manganeso, lo mismo que carbonatos de cobre, son minerales característicos de la zona de oxidación - y de los afloramientos. Una excepción constituye la hematita, la cual parcialmente reemplaza a la pirita en la zona de minerales primarios. Es notable también la observación de leyes e levadas en Mn, que en general es una guía para leyes altas en plata.

#### 3:4.4. Secuencia Paragenética

Resumiendo, los resultados de los exámenes microscópicos junto con las observaciones macroscópicas dejan establecer el siguiente esquema paragenético :

Cuarzo I - Pirita - Chalcopirita - Blenda - Galena -  
 Cuarzo II - Chalcopirita - Enargita - Tennantita/Tetraedrita -  
 Minerales de Plata - Calcedonia - Amatista - Formaciones de la  
 Zona de Oxidación y de la Zona de Cementación.

Ya se ha mencionado que existe también otra tendencia que es la siguiente :

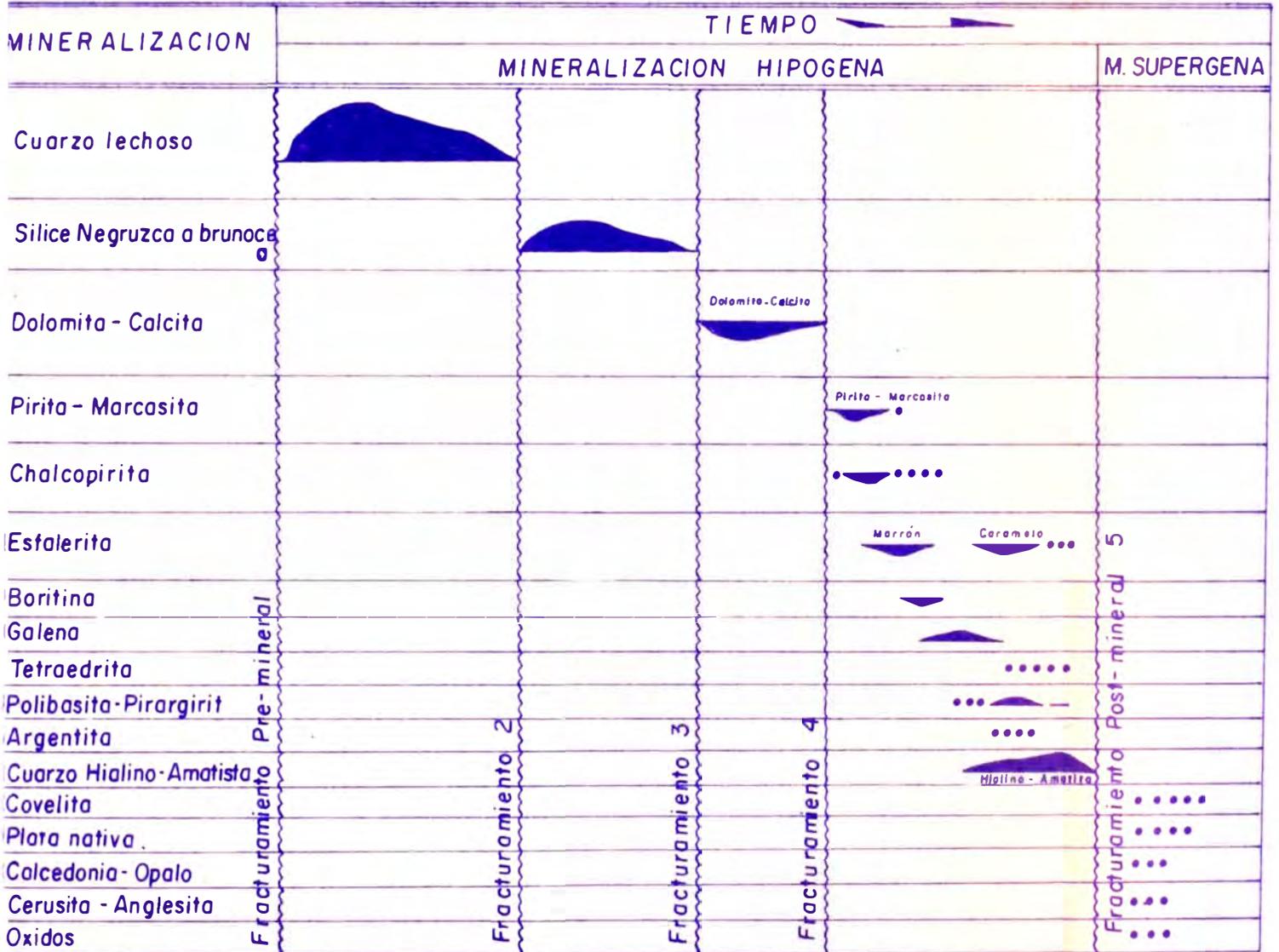
Blenda - Chalcopirita - Enargita - Tennantita - Pearceita.

De esta tendencia se deduce que los minerales de plata de formación primaria son una parte - la menor - . La mayor parte se -

DISTRITO MINERAL DE SAN JUAN DE LUCANAS

Vetas: Lidia - Concepción - Raquel y Saramarca N° 2

TABLA PARAGENETICA



Fracturamiento 1 Pre-mineral

Fracturamiento 2

Fracturamiento 3

Fracturamiento 4

Fracturamiento 5 Post-mineral



ha formado por un proceso de cementación descendente.

En general se puede subdividir la mineralización primaria en por lo menos dos etapas, bien separadas por procesos tectónicos, como sigue :

- Una fase principal de los sulfuros con Cuarzo I - Pirita-Chalcopyrita - Blenda - Galena, con temperaturas mesotermales, y

- Una fase de los minerales de plata con Cuarzo II - Chalcopyrita - Enargita - Tennantita/Tetraedrita- Minerales Primarios de Ag - Calcedonia y Amatista, con condiciones epitermales.

Por la probable poca profundidad de magma, del cual se originaron las soluciones mineralizantes, dominaron condiciones subvulcánicas características durante la formación de los minerales. Algunas de éstas se mencionan en seguida :

- Andesita, monzonita cuarcífera y dacitas forman la generalidad de las rocas.
- Las rocas encajonantes de las vetas están fuertemente alteradas por auto-hidratación y alteración hidrotermales.
- Las mayores estructuras muestran frecuentemente hacia la superficie - siempre a la caja superior de las respectivas vetas - una ramificación, en las partes NE y en forma de cola de caballo.

Algunos rejuvenecimientos condujeron a una apertura de las fisuras de las vetas y por lo menos a dos fases de mineralización.

- La estructura de bandeamiento en la fase principal de sulfuros indica variables condiciones rítmicas-Cíclicas de las soluciones hidrotermales.

La frecuente ocurrencia de mirmekitas muestra un espectro amplio de temperatura y de presión.

#### 4. Controles de Mineralización =====

Los yacimientos minerales de San Juan de Lucanas han sido producidos por la ocurrencia de controles litológicos, estructurales, físico-químicos y geomorfológicos.

##### 4.1 Controles Litológicos

Las vetas económicas se encuentran dentro del intrusivo y lavas andesíticas. La presencia de tufos ha sido desfavorable para el progreso de la fracturación. Las brechas volcánicas de matriz andesítica también han sido favorables para la metalización.

##### 4.2 Controles Estructurales

Son importantes los siguientes :

1. La falla inversa de San Juan, la cual ha puesto en contacto a la andesítica con los tufos, presenta zonas potentes de panizo y material brechado. Debido al movimiento dextral de las cajas y a la presencia de material de alta plasticidad (brechas y panizos), las vetas al llegar a la falla mencionada experimentan una refracción, se desvían o simplemente se debilitan y desaparecen. Las vetas productivas están en el bloque de caja techo. Algunas estructuras muy debi-

les y poco mineralizadas se encuentran en la caja piso.

2. La existencia de sistemas de fracturamiento pre-mineral que han sido los canalizadores de las soluciones mineralizantes. De éstos, el sistema que se orienta al Norte tiene las características de las fracturas que se originan por tensión. Estas fracturas son poco potentes, irregulares; poca persistencia, tanto en profundidad como en extensión lateral, contienen poco volumen de minerales y las cajas no han sido trasladadas en gran magnitud. A este sistema pertenecen las vetas Olga, Ajolahuayco, Chascañahue, Pucacañón, Ventanilla, Queta, Rosaura. Según el tipo de brecha y precipitados de los rellenos, se infiere que estas vetas fueron rellenas en los comienzos de la etapa de mineralización y que en posteriores orogénesis las cajas no sufrieron traslado o se reabrieron muy poco.

El sistema que se orienta al Nor Este está compuesto por fracturas originadas por cizallamiento. Las vetas tienen gran persistencia en profundidad y en extensión lateral, son potentes, de bastante regularidad, contienen gran volumen de minerales y las cajas han sufrido fuertes traslados. A este sistema pertenecen las vetas Saramarca, Santa Rosa, y Lidia-Concepción-Raquel.

Un análisis estructural de los movimientos pre-minerales indica que la parte central del distrito comprendido entre las vetas Santa Rosa y Lidia-Concepción-Raquel se ha comportado como una cuña y se ha movido al Sur; lo cual permitió que en ambas vetas se produjeran reaperturas y recibieran en mayor volumen los flujos mineralizadores enriquecidos en sulfuros. También participó de este movimiento las vetas de Saramarca.

3. Los cambios de rumbo y buzamiento de las vetas del distrito son factores muy sensibles y determinantes en la acumulación de minerales.

En el sistema Lidia-Concepción-Raquel los rumbos favorables están entre N 50°E y N 70°E y los desfavorables están entre N 75°E y N 90°E. El buzamiento favorable es mayor de 70 ° y el desfavorable menor de 65°.

En la veta Santa Rosa los rumbos favorables se acercan al N0° E y los desfavorables están entre S 15° y S 30° E.

En las vetas de Saramarca el rumbo favorable está entre N 40° E y N 45° E y los desfavorables cuando tiende al Norte.

Los cambios de rumbo en las vetas han permitido la formación de áreas conteniendo brechas y áreas conteniendo panizo. Las primeras coinciden con los rumbos favorables, son de gran potencia y se presentan como capas adyacentes de diferentes edades. La gran permeabilidad de este sistema ha favorecido a la mineralización primaria y a la secundaria. Las áreas de panizo, que coinciden con los rumbos desfavorables, son de poca potencia y corresponden a zonas de fuerte fricción entre las cajas; lo cual ha permitido la formación de áreas impermeables a la circulación de las soluciones mineralizantes.

#### 4.3 Controles Físico-Químicos

Se refiere esencialmente a los factores que han favorecido a la concentración del oro y la plata. Son controles muy importantes los siguientes :

1. Las concentraciones altas de oro parecen estar relacionadas a la presencia de pirita y chalcopirita en las partes profundas y occidentales de las vetas Santa Rosa y Lidia-Concepción-Raquel.

Por inaccesibilidad de las labores no ha sido posible realizar un estudio minerográfico sobre el particular.

2. La mayor concentración de minerales secundarios de Ag se encuentran en las columnas de riqueza de los sulfuros primarios cuyos diferentes minerales han sido reemplazados por los sulfuros secundarios (argentita, calcocita, etc, etc.). La presencia de manganeso en las vetas ha facilitado el proceso de disolución y transporte de los minerales de plata desde las zonas más oxidadas superiores hasta la zona de concentración en las partes profundas.
3. Las altas concentraciones o mejores valores de plata se encuentran en la porción de veta de la caja piso. Las investigaciones efectuadas durante el muestreo de varios segmentos de la veta en diferentes niveles de la mina y la información de planos antiguos nos indica que :
  - a.) Las soluciones de plata secundaria se concentran en mayor cantidad en la caja piso. En vetas potentes que contenían valores promedios bajos, el valor de la plata se incrementó entre 25 % y 160 % por restringirse el remuestreo a la mitad de la estructura correspondiente a la porción de la caja piso.
  - b.) Las soluciones de plata secundaria se han difundido tanto en el relleno de veta como en las paredes, especialmente en zonas medianamente fracturadas. Remuestreos en

dos cruceros del nivel 2570 han promediado lo siguiente: en la porción de veta de la caja piso 14.3 oz. Ag; en la porción de veta de la caja techo 5.2 oz. Ag (Veta de 3 m. de potencia); y en un espesor de 4.0 m de pared adyacente a la caja techo, en intrusivo andesítico algo fracturado, se obtuvo 4.1 oz. Esta distribución metálica nos induce a postular que el volumen total de la mineralización supergena que ha precipitado en el sistema veta-paredes debe estar distribuido en la forma siguiente: en cajas 52 %, en la porción de veta de caja piso 34 % y en la porción de veta de caja techo 14 %.

#### 4.4 Controles Geomorfológicos

El paralelismo de la zona de enriquecimiento supergeno de las vetas de San Juan, con sus respectivos afloramientos, la profundidad en la cual se encuentran algunas concentraciones metálicas de Ag y la variación en la inclinación y profundidad de la parte superior de la zona freática son los resultados de dos procesos erosionales diferentes: uno antiguo y otro moderno.

Durante el proceso prolongado de lenta erosión y peneplanización en el Terciario Superior, las vetas fueron oxidadas hasta niveles profundos y la zona de enriquecimiento fue amplia con una inclinación casi horizontal. El cuerpo mineralizado aún es -  
tas características es la veta Raquel, donde los niveles inferiores de oxidación y lixiviación alcanzan profundidades de 180 a 200 m.

La erosión cuaternaria reciente y la respectiva intemperización han removilizado y modificado la zona de enriquecimiento secundario fósil, dando como resultado áreas de muy alta concentración de valores de Ag, dentro de una zona enriquecida con minera

les secundarios que sigue en forma paralela el talud actual. En el tramo de la veta Lidia-Concepción el nivel inferior de oxidación y lixiviación alcanza 80 a 100 m. de profundidad con una inclinación de 30-40°; mientras que el talud de la superficie tiene un ángulo de 30-35°.

En la veta Santa Rosa y Alfa Romeo el nivel freático tiene características similares. En la veta Saramarca - Yanarumi el nivel freático ha disminuido a 10 °- 15° de inclinación.

## 5. Mina

Φ===

Anteriormente se explotó mayormente los sistemas de vetas Saramarca-Yanarumi, Santa Rosa y Lidia-Concepción-Raquel. Hoy día se trabaja casi exclusivamente la sección Raquel. Favorecido por la inclinación de los cerros con talud hacia el SW fue posible abrir las labores solamente por cortadas. Primero se siguieron las vetas en las partes superiores, explotando el mineral y después se desarrollaron los cuerpos enriquecidos de los niveles sub-siguientes más abajo. Los diferentes niveles, por regla general, han pasado por las zonas de oxidación y cementación, y han sido parados cuando se encontró los minerales primarios más pobres. Como el límite inferior de esta zona de enriquecimiento sigue en aproximadamente 200 m. de profundidad de la superficie, se desarrolló una mina bastante extensa. Los niveles más bajos, en general, se comenzaron como cruceros y pasaron por debajo de la mineralización enriquecida por ejemplo en 2500 (Lidia y Santa Rosa), 2750 (Yanarumi), 2590 (Santa Rosa) y 2680 (Santa Rosa y Lidia-Concepción). Como las potencias disminuyeron generalmente a mayor profundidad y como también aumentaron las distancias (en minerales pobres) entre las zonas ricas (que probablemente han sido formadas primariamente) la concentración de las labores fué muy poco eficiente y además se ejecutaron muy considerables los trabajos de exploración, de

sarrollo y preparación. Entre las partes superiores más cercanas a superficie se explotó en corte y relleno con "square-sets" y también en "corte y relleno" con relleno desde fuera de la mina. Hoy en día se emplea en los niveles inferiores casi exclusivamente corte y relleno (con relleno de fuera de la mina, pero sin cuadros). Mejoras esenciales de este sistema de explotación poco eficiente como se está empleando en San Juan de Lucanas no se ha introducido desde el inicio de los trabajos de explotación. Eso refleja también algunos datos de consumo para ciertos materiales cuyo promedio de 1968 a 1974 fue como sigue :

Dinamita	610.0	g/t
Fulminantes	1.84	/t
Guía	3.32	m/t
Madera	11.6	p <sup>2</sup> /t
Barrenos	1500	/a*
Rieles	2250	m/a*
Tubos (aire y agua)	8650	m/a*

Mayores diferencias en estas cifras promedias son ocasionadas mayormente por variaciones de la intensidad de los trabajos de exploración, desarrollos y preparación.

\* para una extracción promedio anual de 120,000 t.

### 5.1. Exploración, Desarrollo y Preparación

De las memorias de los años pasados se dejan reconstruir los siguientes trabajos de exploración, desarrollo y preparación (en metros) :

	Horizontales	Inclinados	Total	m/a
1950-1959	17,450	6,250	23,700	2370
1960-1967	26,000	6,400	32,400	4050
1968-1974			14,350	2050
-----				
1950-1974			70,450	2818
-----				

El total del avance corresponde en un 70 % a trabajos de exploración y desarrollo, el resto a preparación. Es notable el cambio brusco de la relación de trabajos horizontales e inclinados de la etapa I a los de la etapa II de 2.8 : 1 a 4.1 : 1

Esto podría ser bajo de la suposición de que los métodos y la forma de explotación han permanecido iguales durante el tiempo de comparación un indicio de que durante la II etapa -

de operación se han realizado considerablemente más trabajos en roca estéril o en una mineralización demasiado pobre para la explotación en ese tiempo.

Esta idea es todavía reforzada si se trata de medir los resultados de los trabajos de exploración, desarrollo y preparación con factores específicos. Para esto se toma como base con servadoramente las medidas usuales de los tajos (35 m de altura x 40 m de longitud x 2 m de potencia promedio) y un peso específico de  $2.6 \text{ t/m}^3$ . Así resulta para el mineral en exploración una cifra específica de 97 t/m de trabajo en preparación (sub-nivel + chimenea).

Basándose en las siguientes suposiciones simplificadas :

$$\text{a) } \frac{\text{Extracción (t)}}{97 \text{ t/m}} = \text{Preparación (m), y}$$

$$\begin{aligned} \text{b) } & \frac{\text{Reservas de Mineral Probados}}{\text{metraje total} - \text{metraje de preparación}} = \\ & = \frac{\text{Mineral en toneladas}}{\text{Exploración} + \text{Desarrollos}} = \frac{\text{t}}{\text{m}} \end{aligned}$$

resultan para las etapas de operación :  
72.10 y 58 t/m Exploración + Desarrollo

De estas 3 cifras\* se puede deducir que durante el tiempo de

1950 - 1959 se ha hecho bastante exploración y desarrollo  
(en los 3 sistemas de vetas)

1960 - 1967 se ha explotado en mayor escala, pero la explotación ha dado muy pocos resultados positivos.

---

\* de la página

1968 - 1974 se ha hecho considerablemente menos trabajos de exploración mejor dirigidos, y especialmente trabajos de desarrollo mayormente limitados al sistema Lidia-Concepción-Raquel.

Considerando toda la vida de la operación desde 1950 hasta la fecha: por 1 metro de exploración o desarrollo se ha encontrado 40.7 t de mineral. Esto significa que por cada metro de galería sobre mineral, adicionalmente se ha tenido que correr 3.5 m en roca estéril o en una mineralización débil que no fué económica en su tiempo.

La evaluación de todos los trabajos de exploración, desarrollo y preparación da:

29.3 t de mineral por 1 metro

El metraje que resultaría bajo de estos aspectos para la producción máxima en la Etapa II de 5,500 m/año aproximadamente, ha sido alcanzada solo una vez.

El máximo de los trabajos de exploración, desarrollo y preparación fué alcanzado en el año 1961, pero al mismo tiempo bajaron las reservas de mineral cubicadas a pesar de los incrementados trabajos de exploración y desarrollo.

Las mayores extracciones fueron logradas recién en los años 1962 y 1963. Una secuencia tal, de las reservas de mineral, y de los trabajos de exploración, desarrollo, preparación y de las extracciones ha debido conducir forzosamente a una disminución de las reservas a un mínimo, y consecuentemente a una disminución peligrosa en la producción.

Considerando las Tablas 1 y 8 resultan para las diferentes etapas de operación las siguientes cantidades de mineral en contrado, con sus respectivas leyes

	t	Ag oz/t	Au g/t
I	1'252,249	17.6	3.7
II	245,263	15.1	1.2
III	570,166	12.5	0.015
I-III (1950-1973)	2'067,678	15.9	2.2

---

La confrontación de los datos arriba indicados con las reservas para el fin del año 1974 (Tabla 8) deja ver una estimación demasiado alta de las leyes, especialmente de las leyes de Au durante la Etapa II. Esto sería la consecuencia de una estimación muy optimista del potencial de las vetas Santa Rosa y Samamarca.

Es notable el decrecimiento de las leyes de Au y Ag en profundidad.

Es muy alto el porcentaje de trabajos de preparación por contar con muy pocas reservas de mineral preparado. No solamente se debe reemplazar inmediatamente las labores superiores haciendo grandes esfuerzos para mantener la producción, sino también se debe aceptar la realidad de una muy importante disminución de las leyes del mineral como consecuencia de la continuación de las labores de la zona de enriquecimiento a la zona de minerales primarios. Justamente esto hace necesario una mayor extracción de mineral que consecuentemente conlleva la necesidad de realizar mayores trabajos de desarrollo y preparación.

	Probado			Probable			Total			Distribución de Valores (en %)			
	t	Ag oz/t	Au g/t	t	Ag oz/t	Au g/t	t	Ag oz/t	Au g/t	Solea/t	Ag	Au	Pb
1950	130 770	16.8	4.3	102 470	17.0	4.3	233 240	16.9	4.3				
1951	130 770	16.9	4.3	102 470	17.0	4.3	233 240	16.9	4.3	255.18	73	27	0
1952							Sin datos						
1953	151 060	16.6	4.0	149 510	15.2	3.1	300 570	15.9	3.6	235.03	78	22	0
1954	242 160	16.6	4.0	149 510	15.2	3.1	391 670	16.1	3.7	339.33	75	22	0
1955							Sin datos						
1956							"						
1957							"						
1958							"						
1959							637 448	18.0	3.2				
1960							Sin datos						
1961	221 176	19.0	1.5	312 587	18.6	3.6	533 763	18.8	2.7	589.37	85	12	3
1962	242 500	16.5	2.2	297 000	16.2	4.8	539 500	16.3	3.7	551.92	80	17	3
1963	195 816	17.1	3.1	257 627	17.2	5.5	453 443	17.2	4.5				
1964	196 233	16.4	4.0	115 761	14.8	3.1	311 990	15.8	3.7	538.59	83	17	0
1965	185 654	16.2	4.1	94 205	14.9	3.0	279 859	15.8	3.7	521.53	81	19	0
1966							140 000	16.0	4.0				
1967							38 400	14.9	1.2				
1968	136 800			42 900			179 700	15.6	-				
1969							253 960	16.0	-				
1970	219 539			29 474			249 000	14.2	-				
1971	180 692	13.8		34 072	17.8		214 764	14.4	-				
1972	117 104			31 325			148 329	14.3	-		100	0	0
1973	112 374	12.58		42 018	14.50		154 392	13.1	-		100	0	0
1974	127 165	10.49		39 010	10.62		166 175	10.52	-		100	0	0

Tabla 8 : Reservas de mineral para el período de 1950 - 1974

Para contrarrestar esta situación desesperada y al mismo tiempo conseguir una concentración de la operación y simplificar la extracción, se rehabilita actualmente el antiguo nivel principal de extracción 2680.

La eficiencia promedio en este trabajo es aproximadamente 0.20 m/hombre-turno. Un reducido tiempo efectivo de trabajo y una deficiente ventilación contribuyen sobre todo a esta baja eficiencia. Con un mejoramiento de las condiciones de trabajo en las labores (sobre todo la ventilación), una mejor organización del ritmo de trabajo como también una más eficiente supervisión y un mayor entrenamiento del personal deberían alcanzarse eficiencias más aceptables, con los métodos convencionales de trabajo (máquinas perforadoras con barra de avance y palas - mecánicas).

El desarrollo de los costos promedio por metro de avance es como sigue :

	1971	1972	1973
Costos directos	985.47	1417.39	1303.29
Gastos Generales Mina	1844.31	2679.86	2086.90
Gastos Generales S.J.de Lucanas	863.37	1016.94	1880.71
<b>Total en Soles</b>	<b>3693.15</b>	<b>5114.19</b>	<b>5270.90</b>

Con un porcentaje de mano de obra de los costos directos de aproximadamente 60 % en San Juan de Lucanas, los trabajos de - exploración, desarrollo y preparación son altos especialmente en este rubro.

El consumo promedio de explosivos por metro de avance es:

Dinamita	8.97 kg.
Fulminantes	22 unidades
Guía	46.66 m

y representa aproximadamente 30 % de los costos directos.

Para las galerías-relativamente pequeñas, de 8' x 8' la perforación específica de 3.8 taladros/m<sup>2</sup> y el consumo de explosivos (la columna de dinamita ocupa 88 % del taladro) parecen demasiado altos.

## 5.2 Explotación

En los primeros años de la explotación se ha trabajado de preferencia en las partes cerca a la superficie en las porciones más ricas y blandas de las vetas donde estas se ramifican también muchas veces en la roca encajonante. Se utilizó el método de corte y relleno y square-sets, pero en las partes más firmes y también más pobres (especialmente en los niveles inferiores) se usó el mismo sistema pero sin cuadros. Sin considerables variaciones o mejoras, se usa hasta hoy día estos dos métodos. El dimensionamiento de los tajeos está determinado con una altura de (mayormente) 40 m entre los niveles y una longitud también por lo general de 40 m. Los tajeos están limitados en ambos extremos por chimeneas con buzones o chutes para el mineral y camino; ambos son encibados. Para el relleno sirve una chimenea en el centro del tajo al nivel superior. Para un tal corte (ancho de la labor 2.50 m y p.e 2.50 t/m<sup>3</sup>) con 1.50 m de longitud (y sin cuadros) se necesita aproximadamente las siguientes tareas:

Perforación (2 máquinas)	4	tareas
Disparo	2	"
Carguío del mineral	10	"
Enmaderado	4	"
Relleno	10	"
	<hr/>	
	30	tareas

Con un personal de 2 hombres por turno (2 veces la perforación con 2 hombres) resulta una eficiencia en la explotación aproximadamente de 5.5. t/hombre-turno.

La perforación específica es aproximadamente 1.00 m de perforación/t de mineral y el consumo de explosivos incluyendo disparos secundarios es como sigue:

dinamita	0.470	kg/t
fulminante	1.3	unidades/t
guía	2.56	m/t

El arrastre del mineral es efectuado por lo general mediante rastrillos de aire de 5 HP

Un resumen de los costos directos de explotación (se supone para este cálculo que el 25 % del mineral proviene de las labores de desarrollos y preparación) y su distribución resulta en lo siguiente :

	1971	1972	1973	1974	**
Costos directos de					
Explotación (en S./t)	107.46	134.66	192.84	153.71	
Mano de obra	60 %				
Material					
Explosivos	15 %				
Madera	12 %				
Otros	13 %				
Costos Directos	100 %				

El resumen de las tareas requeridas deja ver especialmente el alto porcentaje para trabajos de carguío y transporte de mineral en los tajeos y para el trabajo de relleno. El relleno en general es traído desde la superficie. La constante falta de relleno prohíbe con frecuencia un corte de mineral más rápido. Aquí se debería intentar una mejora para un incremento futuro del rendimiento.

### 5.3 Gastos Generales Mina

La grande extensión de la mina y su reducida extracción en la Etapa III de la operación han conducido a muy altos Gastos Generales que son mayores que los costos directos. Una distribución de estos Gastos Generales Mina en rubros singulares como se hace en San Juan de Lucanas y su desarrollo en los años 1971-1974 se presenta en la Tabla 9. Según ésta tienen un porcentaje muy elevado las siguientes posiciones :

---

\*\* Enero-Junio

Subcategoría	Año	1971	1972	1973	1974				
Extracción	1	842 500.27	25.07	1 095 401.73	18.10	598 881.27	10.70	06 974.61	2.47
Alumbrado Mina		560 461.46	7.65	279 906.47	4.63	373 677.06	6.71	87 466.36	3.23
Bombos		39 640.12	0.54	29 076.94	0.48	0 345.71	0.15	149 247.22	5.50
Compresores		529 160.78	7.20	777 007.47	12.84	792 506.13	14.24	502 645.43	18.54
Chutes para mineral		186 252.08	2.53	116 016.34	1.92	198 562.92	3.57	206 781.38	7.63
Geología		104 345.99	1.48	160 249.53	2.65	201 757.67	3.63	80 738.98	2.98
Perforadoras (mantenimiento)		770 435.74	10.68	596 758.44	9.85	760 522.45	13.67	73 662.81	2.72
Mantenimiento Mina	2	422 484.23	32.96	335 361.24	38.59	059 415.96	54.25	1 327 342.02	49.95
Muestreo y Análisis		368 519.44	5.02	602 625.14	6.05	558 276.44	10.04	196 754.26	7.26
Ofic. de Ingeniería		212 601.56	2.89	320 443.23	5.43	513 354.07	9.23	253 744.85	9.36
Seguridad		46 456.08	0.63	283 765.73	3.04	282 297.69	5.05	324 341.25	11.96
Supervisión	1	413 995.56	19.24	1 864 030.11	31.19	2 121 975.23	38.13	748 219.93	27.59
Transporte de Personal		145 444.94	1.99	331 390.28	5.48	328 262.72	5.90	182 160.93	6.72
Ventilación		705 774.77	9.66	820 324.78	13.66	774 465.62	12.84	24 165.47	0.89
Winches		704 504.77	9.59	669 184.55	11.06	675 303.29	12.13	107 560.48	3.96
Implementos de Seg.		594 755.19	0.09	464 890.52	7.68	504 453.56	10.14		
Tobos en superficie		178 250.27	2.43	315 420.69	5.21	302 275.22	5.54	127 904.30	4.72
Bodegas en Mina		436 574.84	5.94	602 054.25	9.95	706 023.70	12.69	213 651.83	7.80
Transporte de mineral	1	900 746.66	26.49	1 981 551.20	32.75	1 955 963.69	35.15	708 058.66	26.10
Transporte de material		243 043.96	3.37	429 451.87	7.10	452 148.62	8.13	270 986.00	9.99
Extrao. por Gal. Ppal.		648 463.51	3.82	1 871 662.87	30.93	2 638 202.07	47.31	755 039.62	27.94
Cargador frontal		92 948.06	1.26	-	-	54 990.24	0.99	12 219.72	0.45
Apertura Lab. antiguas		50 286.05	0.68	156 960.86	2.59	207 424.45	3.73	76 591.48	2.83
Cables		-	-	-	-	46 707.50	-	-	-
		16 252 522.33	193.92	15 837 534.26	261.72	18 077 502.75	324.82	6 502 824.47	239.81

Tabla 9: Gastos Generales (en Soles y Soles/litro de mineral)

51 % Trabajo  
49 % Materiales y  
servicios

El transporte de mineral que se efectúa en camiones de 15 t , de la bocamina Raquel 2940, 2900 y 2800 como también Santa Rosa 2750 de donde se carga de las tolvas en superficie, o con empleo de cargadores frontales de una cancha hasta la tolva de la Planta de Beneficio en la cota 2680.

- La muy extendida galería de extracción por donde se efectúa el transporte interior mediante pequeñas locomotoras Diesel (Locomotoras 15 o 20 HP, carros mineros U 25).

El mantenimiento de la mina relativamente grande, especialmente en los niveles antiguos de la parte superior, por ejemplo el Niv. Raquel 3020 cuyo mantenimiento es indispensable para el abastecimiento del relleno.

- La supervisión para las numerosas labores
- El abastecimiento del aire comprimido por una red de tuberías igualmente muy extendida.

La capacidad instalada para aire comprimido es aproximadamente de 150 m<sup>3</sup>/min y el consumo total de 31 Millones de m<sup>3</sup>/a. El consumo específico de aproximadamente 500 m<sup>3</sup>/t de mineral crudo es alto comparativamente con otras minas.

El costo de generación de aproximadamente 25 Soles/100m<sup>3</sup> está encima del costo promedio normal.

En total se han instalado 4037 KW de energía eléctrica. El consumo aproximado de 8 Millones de kWh/a es distribuido en la siguiente forma :

Mina	29 %
Planta de Benefico	55 %
Talleres y Alumbrado	9 %
Pérdidas	<u>7 %</u>
Total	100 %

Para la mina resulta entonces un consumo específico de 38 kWh/t de mineral crudo. El precio por kWh fue de aproximadamente 0.60 Soles.

#### 5.4 Planta de Beneficio

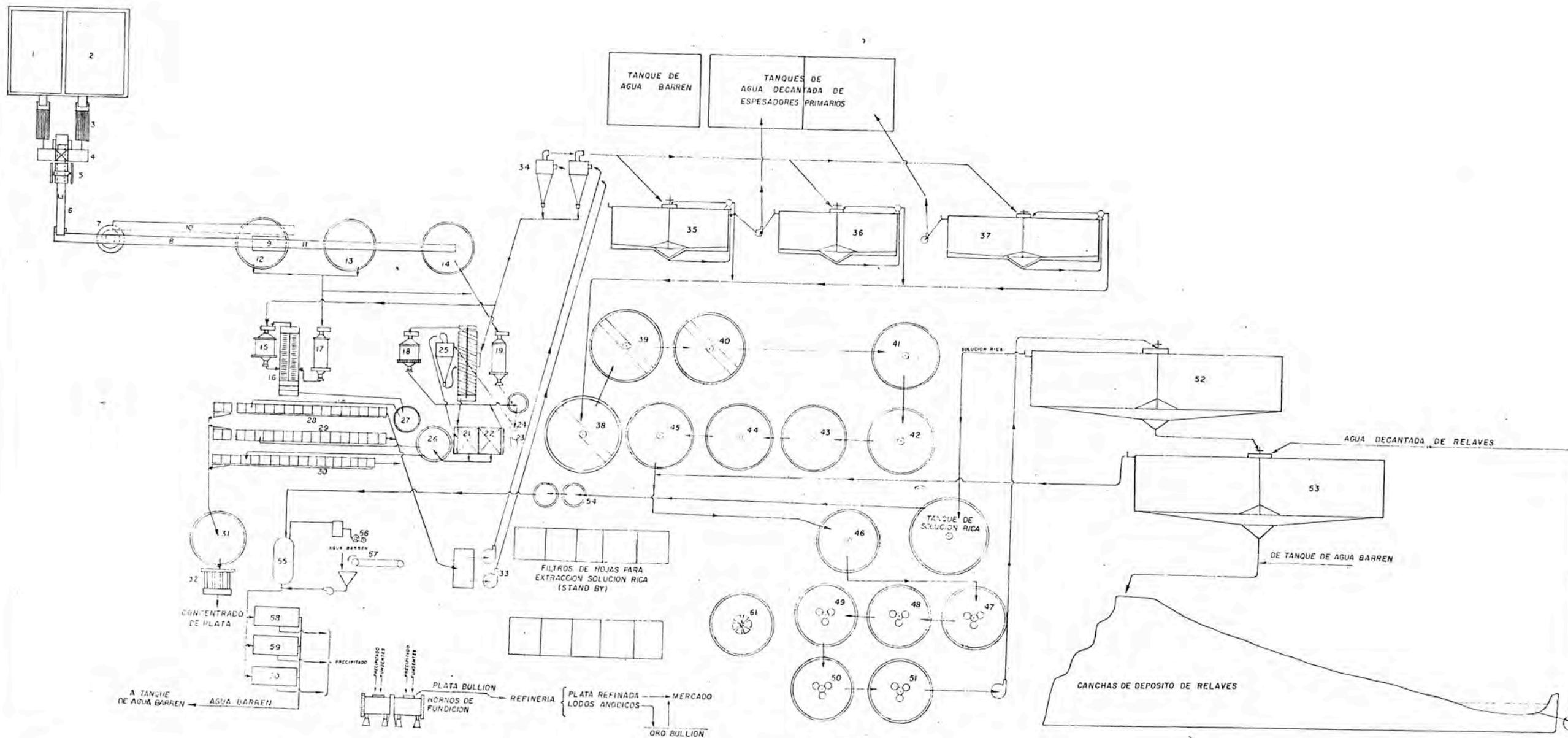
Por el alto porcentaje de minerales de la zona de oxidación y concentración en la producción de los años anteriores, durante las Etapas I y II en que se produjo un solo concentrado bulk, la recuperación de Ag por flotación fué baja. Por este motivo se han tratado posteriormente los relaves de flotación por lixiviación con empleo de cianuro. Con el avance de las labores a mayores profundidades y más hacia el E, la fracción de estos minerales, propios de la zona de oxidación, se redujo, y por eso ya en los años 1964-1965 se han producido por flotación un concentrado de Pb y otro de Zn. Los resultados obtenidos (considerablemente con más elevada recuperación de plata) indicaron en este tiempo la necesidad de la paralización del proceso muy costoso de lixiviación, tanto cuando hay una mayor fracción de minerales primarios como también para minerales de menores leyes. Se comprobó también en este tiempo que :

84.3 % del contenido de Ag de la extracción total va en el concentrado de Pb, y 5.0 % acompaña al concentrado de Zn.

# FLWSHEET DE LA PLANTA DE BENEFICIO

## LEYENDA

- 1-2 Tolvas de Gruesos de 140 T.M. c.u.
- 3 Grizzys Estáticos
- 4 Chutes de Alimentación
- 5 Chancadora de Quijadas 10" x 20"
- 6 Faja Transportadora N° 1
- 7 Chancadora Cónica de 36"
- 8 Faja Transportadora N° 2
- 9 Zaranda Vibratoria 5' x 10'
- 10 Faja Transportadora N° 3
- 11 Faja Transportadora
- 12-13-14 Tolvas de Finos de 120 T.M. c.u.
- 15 Molino de bolas 7' x 6'
- 16 Clasificador de Rastrillos duplex
- 17 Molino de Barras 5' x 10'
- 18 Molino de Bolas 7' x 6'
- 19 Elutriador Bathmos de 25' x 7' x 17'
- 20 Molino de Barras 5' x 10'
- 21-22 Espesadores de lóminas
- 23-24 Bombas S.R.L. 8' x 6'
- 25 Ciclón de 14"
- 26-27 Acondicionadores
- 28 1ª Bancada de Celdas de Flotación 32' x 32'
- 29 2ª " " " " (Stand By)
- 30 3ª " " " " (Stand By)
- 31 Espesador de Concentrado
- 32 Filtros de Discos para Concentrado
- 33 Bombas S.R.L. 5' x 4'
- 34 Ciclones de 14"
- 35-36-37 Espesadores Primarios (Pre Cianuración)
- 38 a 51 Bateria de 14 Agitadores de Cianuración
- 52-53 Espesadores 3' x 60' de Decantación en Contracorriente
- 54 Tanques Clarificadores de Solución Rica
- 55 Tanque Separador
- 56 Bamba de Vacío
- 57 Alimentador de Zinc en polvo
- 58-59-60 Cajas de Precipitación
- 61 Agitador Stand By.



La Planta de Beneficio ha sido ampliada en la Etapa II para 500 t/d. Así existe todavía hoy día la instalación sin mayores cambios. El almacenamiento del mineral crudo y de los finos como también la molienda y flotación han sido en tiempos atrás una sección para minerales de la zona de oxidación por un lado y para minerales primarios en el otro lado.

El mineral recibió el mismo tratamiento que se sigue actualmente:

Chancado primario a  $2\frac{1}{2}$  " - 3"  
 - Chancado secundario a  $3/4$ "

Flotación (Para un concentrado bulk se ha efectuado normalmente con una densidad de pulpa de 1,220 a 1,240 kg/l y una molienda de + el 50 % a -200 mallas, con un pH de 8.0 - 8.3.

Los relaves de flotación con aproximadamente 52%-200 mallas han sido después lixiviados con un pH de 11.0 y empleo de  $(CN)_2Ca$ ; el producto se precipita siguiendo el proceso Merrill-Crowe.

Estos precipitados se funden y moldean en barras de 30 kg de peso y ley de 95 % Ag y adicionalmente 0.2 % Au. El proceso y la maquinaria disponible se presentan en el Plano

El consumo de reactivos y datos de operación de han resumido en Tabla 10 para la flotación y en Tabla 11 para la lixiviación durante la Etapa III. Las muy bajas eficiencias de la instalación demasiado grande para la extracción actual de mineral redundan en las bajas cifras de eficiencia (Tabla 12) y en los costos de tratamiento relativamente altos. El desarrollo de estos costos de tratamiento con la distribución según etapas de trabajo y rubros salen de la Tabla 12. Según esto se puede decir en cierto modo que la flotación es cara en mano de obra al contrario de la lixiviación que es más costosa por el consumo de materiales.

Consumo de Reactivos

	Acetate de Pino	Acido Cresilico	Aeroxant. 301	Aerofloat. 31	Aerofloat 25	Aerofloat 15	Aeropro. 404	Aeropro. 242	Na <sub>2</sub> SO <sub>3</sub>	Zn SO <sub>4</sub>	CaCl <sub>2</sub>	Z - S	Cu SO <sub>4</sub>	NaCN
1969	2050 .031	350 .013	4744 .170	565 .013	-	773 .020	-	39 .002	3121 .071	3040 .078	27 725 .022	1550 .057	58 .010	54 .001
1970	969 .012	-	-	1479 .036	-	2268 .037	113 .009	-	4674 .057	4228 .052	83 270 1.023	3373 .041	-	91 .010
1971	4 .006	390 .019	-	-	1135 .034	2173 .059	-	963 .015	1565 .021	2824 .038	79 846 1.007	3050 .041	-	32 .003
1972	654 .011	-	-	-	-	2543 .059	-	2516 .042	957 .023	4069 .067	34 716 .074	2160 .039	-	120 .007
1973	1127 .020	-	-	-	-	1615 .074	84 .006	1464 .029	131 .014	3206 .062	41 713 .049	2821 .051	-	84 .004
1974	2254 .040	-	-	-	-	-	52 .005	914 .017	615 .028	5255 .110	91 085 1.600	1908 .034	780 .079	-

Datos de Operación

Molienda % -200 Mallas	Consumo de Acero			Consumo Especifico de Acero en kg/% -200 Mallas	
	Bolas	Barras	Total		
1969	51.56	1.982	902	2.884	.056
1970	50.20	1.896	923	2.819	.056
1971	50.69	2.458	942	3.410	.067
1972	51.48	1.960	1.280	3.240	.063
1973	49.41	1.562	1.210	2.773	.056

Ningún dato

Tabla 10:

Consumo de Reactivos (en kg y kg/t tratada) y datos de operación de la Sección Flotación en San Juan de Lucanas

---

Consumo de Reactivos

	Ca (CN) <sub>2</sub>		Cal		Zinc		Acetato de Pb		Na (CN)	
1969	142 245	2.220	57 543	0.898	3 673	0.057	108	0.002	1165	0.018
1970	332 880	4.219	66 490	0.843	7 200	0.091	251	0.003	19	0.001
1971	243 029	3.395	79 386	1.109	7 336	0.103	369	0.005	32999	0.461
1972	295 652	5.017	59 652	1.012	7 253	0.123	428	0.007	-	
1973	239 132	4.395	55 982	1.029	6 891	0.127	518	0.010	32165	0.591
1974	472 116	4.993	128 893	1.363	7 668	0.081	452	0.005	-	

---

Datos de Operación

	Molienda % -200 mallas	Recuperación de Ag
1969	52.59	92.48
1970	52.41	88.56
1971	52.61	79.19
1972	54.00	81.09
1973	50.90	76.88
1974	49.17	55.35

---

Tabla 11: Consumo de reactivos (en kg y kg/t tratada) y datos de operación de la Sección Lixiviación en San Juan de Lucanas

	hs	%
Chancadora de quijadas	3914	44.7
Chancadora giratoria	3914	44.7
Molino I	5600	63.9
Molino II	3692	42.1
Celdas de flotación, grupo I	6788	77.5
Celdas de flotación, grupo II	6307	72.0
Celdas de flotación, grupo III	536	6.0
Filtro (lixiviación)	7386	84.3
Agitación	8756	100.0
Precipitación	7278	83.1

Tabla 12: Horas y porcentaje de uso de maquinaria en la planta de San Juan de Lucanas (año 1974)

El resumen de los consumos específicos de reactivos para la flotación deja ver ciertas conclusiones con respecto a la para génesis del mineral:

- Mayor consumo de cal en las partes del yacimiento con más cuarzo, por ejem. hacia la superficie y hacia el NE (las labores en el año 1970 estuvieron generalmente encima de las del año anterior y las del año 1971 todavía más arriba. Durante 1972, 1973 y 1974 se trabajó generalmente a mayor profundidad y más al Este).

- Mayor consumo de  $Zn SO_4$  para deprimir la blenda de los minerales de mayores profundidades.
- Mayor consumo de Na (CN) para deprimir la pirita de los minerales provenientes de mayores profundidades y para minerales provenientes del NE de la Veta Raquel.

La recuperación de Ag por flotación bajo de iguales condiciones durante el tratamiento del mineral depende de

- el grado de molienda
- la procedencia del mineral

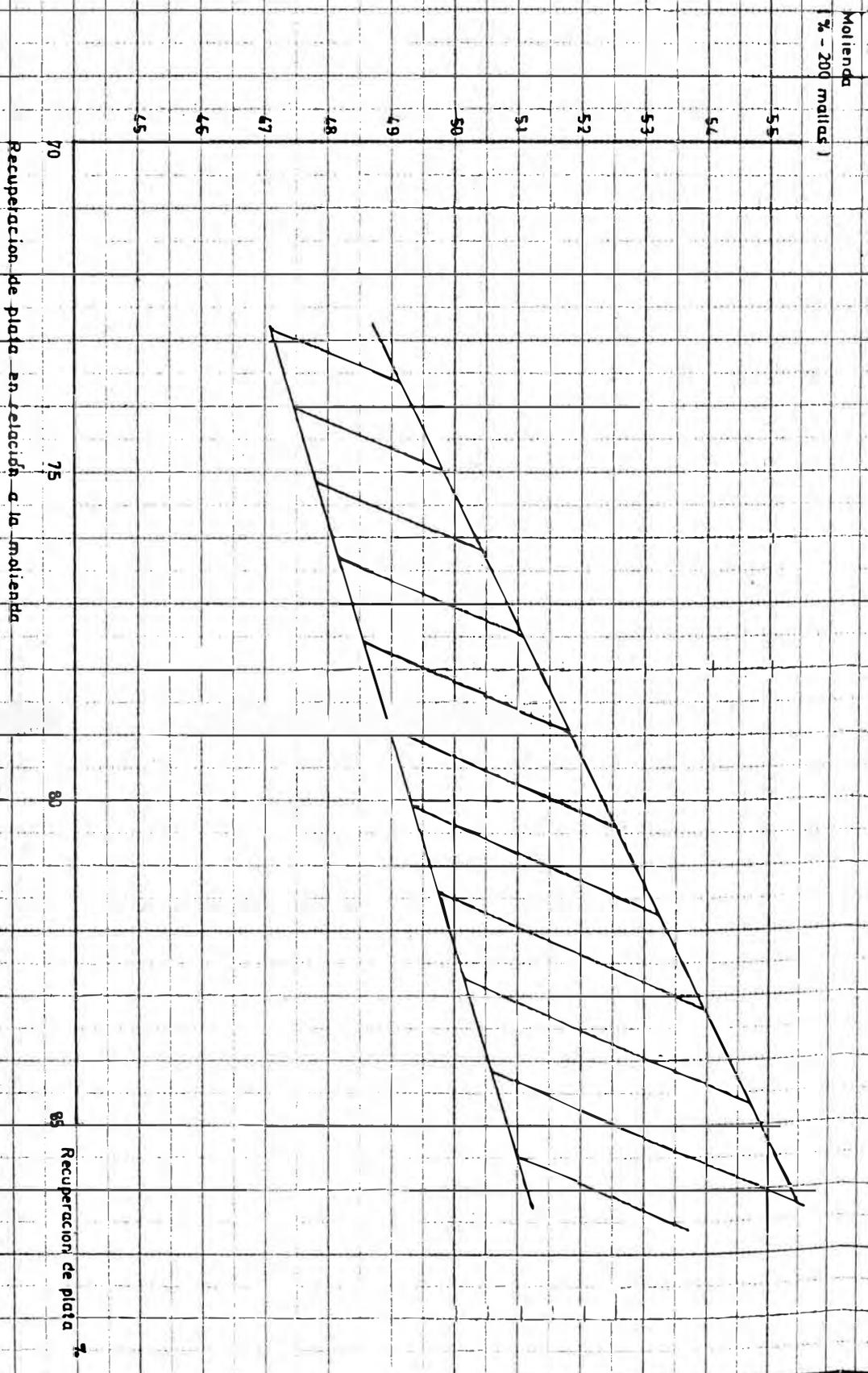
Según Figura 1 sube la recuperación de Ag con molienda más fina.

En el año 1974 el mineral tratado provino de las siguientes secciones:

Raquel Niv.	2980	5. %
" "	2940	76.2 %
" "	2900	9.0 %
" "	2800	3.4 %
Saramarca	2750	6.0 %
Sta. Rosa	2750	0.4 %

Se trata con excepción de Raquel 2900 y 2800 de partes oxidadas del yacimiento cuyo porcentaje en la extracción total tiene considerable influencia en el resultado de la flotación.

Con el avance de las labores hacia mayores profundidades o más hacia el Norte y el Este, es de esperar una mejor recuperación de Ag. La actual libre capacidad de tratamiento (especial-



mente en la lixiviación) y los muy elevados precios del metal de plata hacen posible hoy día en San Juan de Lucanas -suponiendo bajos costos- re-tratar relaves antiguos de flotación. Según informes de la anterior empresa concesionaria del yacimiento, en el año 1962 se tenía almacenado en canchas 1<sup>a</sup> Q52, 235 t de relaves de flotación con 2.78 oz Ag/t y 0.24 g Au/t. De este material se ha tratado durante el año pasado 38718 t con aproximadamente 3.5 oz Ag/t y 0.2 g Au/t. Estos relaves de tratamientos anteriores se llevan con un cargador frontal a volquetes que los transportan a una tolva pequeña de donde se bombea al distribuidor para ir a los espesadores de la lixiviación. Aquí se mezcla con los relaves de la actual flotación y por ello no se puede constatar separadamente la recuperación de Ag de este material (relaves antiguos). Sin embargo, en la Fig. 2 se demuestra la recuperación de Ag en base al porcentaje tratado por lixiviación.

## 6. El Proyecto San Juan de Lucanas

=====

El presente proyecto tiene como meta

- Lograr una operación económica
- La explotación completa de las reservas existentes
- La conservación de los lugares de trabajo para el personal.
- La posible comprobación de reservas adicionales en Raquel, encima del nivel 2680 durante el tiempo de vida del proyecto.

## 6.1. Reservas de Mineral

Los datos de reservas de mineral están basados en los cálculos de reservas de la Oficina de Ingeniería en San Juan de Lucanas. Según las disposiciones del Decreto Ley 18880 se considera aquí solamente reservas positivas y probables. La definición de estas reservas se toma también en base al citado D.L. y considera además los métodos usuales para yacimientos filonéanos.

La base para los cálculos forma el muestreo sistemático de las galerías y chimeneas. Para esto se toman muestras (en canales de 0.15 m - 0.20 m de ancho) a un metro de distancia uno de otro y sobre la potencia total de la veta. Hoy día se analiza normalmente por Ag. Antes por el contrario, en las zonas de enriquecimiento con considerables leyes de oro, también se analizaba por Au lo mismo que por Pb y Zn.

La mineralización esporádica como es típica para yacimientos argentíferos en vetas sub-volcánicas en la distribución de los metales, obliga a que se reconsidere las reservas de mineral probable multiplicando por un factor de seguridad de 0.75 en base a experiencias de la mina.

Además, se subdividen las reservas positivas y probables de acuerdo al tiempo necesario para poner los respectivos bloques de mineral en explotación en

- Minerales y reservas para explotación inmediata
- Reservas para explotación a corto plazo, y
- Reservas para explotación a mediano y largo plazo.

Las reservas para explotación inmediata comprenden bloques que actualmente ya están en explotación o que ya están preparados para ello.

Bajo la denominación de reservas para explotación a corto plazo se consideran bloques que necesitan menos de un año (y consecuentemente de más de un año para explotación a largo plazo) - de trabajos de desarrollo y preparación. Los resultados de los cálculos de reservas se muestran en la Tabla 13 para reservas positivas y en Tabla 14 para reservas probables.

Una dilución por los trabajos de explotación de 10% y una disminución de 10% de las leyes de plata para compensar posibles errores de muestreo y análisis ya se ha considerado en estos resúmenes.

Los cálculos muestran los siguientes resultados

Reservas Positivas	127,165 t	con	10.50 oz	Ag/ t
Reservas Probables	39,010 t	con	10.67 oz	Ag/ t
Reservas Totales	166,175 t	con	10.54 oz	Ag/ t

=====

Con este resultado está asegurada la base de mineral para un tiempo de aproximadamente 3 años. También se puede ver que las reservas están constituidas por muchos pequeños bloques que hacen difícilmente posible una operación racional. Los bloques de reserva en la Sección Raquel encima del nivel 2940 casi totalmente se encuentran en explotación y mayormente estarán terminados muy pronto. Las reservas debajo de este nivel se concentran en el primer y segundo "lente" de mineral. Con las reservas más bajas

A. 1. Reservas para Explotación Inmediata

<u>Veta</u>	<u>Nivel</u>	<u>Bloque</u>	<u>Tonelaje</u> (t)	<u>Ley de Plata</u> (oz/t)	<u>Observaciones</u> <u>Estado</u>
Raquel	2980	2980 - 1A	1,109	6.14	En explotación
"	2980	2980 - 2A	437	12.42	" "
<b>Raquel</b>	<b>2980</b>		<b>1,546</b>	<b>7.92</b>	
Raquel	2940	2940 - 1A	201	8.93	Preparado
"	2940	2940 - 2A	5,379	3.56	En Explotación
"	2940	2940 - 3A	6,276	6.26	" "
"	2940	2940 - 4A	5,681	4.67	" "
"	2940	2940 - 5A	2,357	7.87	" "
"	2940	2940 - 6A	2,296	15.36	" "
"	2940	2940 - 7A	366	10.67	" "
"	2940	2940 - 8A	3,304	13.34	" "
"	2940	2940 - 9A	532	12.45	Preparado
<b>Raquel</b>	<b>2940</b>		<b>26,392</b>	<b>7.40</b>	
Raquel	2900	2900 - 1A	218	8.95	Preparado
"	2900	2900 - 2A	923	6.74	"
"	2900	2900 - 3A	2,900	8.52	"
"	2900	2900 - 4A	831	5.08	"
"	2900	2900 - 5A	5,040	9.72	"
"	2900	2900 - 6A	28,660	16.34	"
"	2900	2900 - 7A	1,128	5.43	
<b>Raquel</b>	<b>2900</b>		<b>39,700</b>	<b>14.12</b>	
Raquel	2800	2800 - 1A	14,778	5.62*1	
Saramar ca	2750		3,217	5.22	En explotación
			<b>85,633</b>	<b>10.11</b>	

A. 2. Preparadas para Explotación a Corto Plazo

Raquel	2850	2850 - 1A	1,450	7.04
"	2850	2850 - 2A	823	5.03
			<b>2,273</b>	<b>6.33</b>

A. 3. Preparadas para Explotación a Largo Plazo

Raquel	2850	2850 - 3A	1,291	4.89
"	2850	2850 - 4A	22,680	15.47
"	2350	2850 - 5A	495	4.07
<b>Raquel</b>	<b>2850</b>		<b>24,466</b>	<b>14.69</b>
Raquel	2760	2760 - 1A	14,803	6.70*1
			<b>127,165</b>	<b>10.50</b>

Tabla 13 : Reservas de Mineral Positivas

**B. 1. Reservas para Explotación Inmediata**

Veta	Nivel	Bloque	Tonelaje (t)	Ley de Plata (oz/t)	Estado
Raquel	2980	2980 - 6B	774	11.91	Preparado
"	2940	2940 - 1B	774	11.91	"
"	2900	2900 - 1B	1,336	7.06	"
"	2900	2900 - 2B	2,202	8.14	"
<b>Raquel</b>			<b>5,086</b>	<b>9.00</b>	
Saramarca	2750		1,032	5.22	Preparado
<b>Total de Reservas Probables para Explotación Inmediata</b>			<b>6,118</b>	<b>8.36</b>	

**B. 2. Reservas para Explotación a Corto Plazo**

Raquel	2850	2850 - 1B	1,126	7.04	
<b>Total de Reservas Probables para Explotación a Corto Plazo</b>			<b>1,126</b>	<b>7.04</b>	

**B. 3. Reservas para Explotación a Largo Plazo**

Raquel	2850	2850 - 2B	2,401	6.04	
"	2850	2850 - 3B	17,010	15.47	
"	2850	2850 - 4B	1,330	4.10	
"	2760	2760 - 1B	11,025	6.70*1	
<b>Raquel</b>			<b>31,766</b>	<b>11.24</b>	
<b>Total de Reservas Probables para Explotación a Largo Plazo</b>			<b>31,766</b>	<b>11.24</b>	
<b>Total de Reservas Probables</b>			<b>39,010</b>	<b>10.67</b>	

**Tabla 14: Reservas de Mineral Probable**

\*1 1.40 g Pb, 3.16 g Zn.

en el primer lente (desde el bloque 2800 - 1A) se alcanza el mineral primario con menores leyes de plata pero con mayores leyes en plomo y zinc. Todas las demás reservas de mineral se encuentran todavía en la zona de enriquecimiento secundario y por eso están, especialmente las partes altas, considerablemente oxidadas.

## 6.2 Desarrollo y Preparación

De los cálculos de reservas resulta que el mineral para explotación inmediata alcanzaría solo para 18 meses y que para más adelante se necesitarían aún considerables trabajos de desarrollo y preparación. El esquema para estos trabajos (Tabla 15) son una propuesta de los trabajos de desarrollo y preparación acorde con el plan de explotación de tal manera que

- Para el tiempo del proyecto se cuente con suficiente mineral preparado.
- Las labores no necesitarían estar demasiado tiempo abiertas, y si no requerirían un mayor mantenimiento.
- Se obtendría una cierta concentración de los trabajos.
- Se necesitaría un mínimo número de operarios para estos trabajos de desarrollo y preparación
- Se podría contar con buenas eficiencias en este trabajo como sería también posible en San Juan de Lucanas seguir usando los actuales métodos convencionales.

Las cantidades de trabajos de desarrollo y preparación son precisadas por un lado por la figura geométrica de los bloques y por otro lado por el método de explotación de "Corte y relleno" con relleno ajeno - según el presente proyecto - que está basado en ideas de la Oficina de Ingeniería en San Juan de Lucanas, se conseguiría

27.2 t/m de avance

	Nivel	Labor	Longitud m	Tiempo en meses	Grupo de Operación No	Tiempo de los trabajos meses No
Raquel	2940	2940 Dr	100	2	1	2 y 4
"	2900	2900 Dr	100	2	1	1 - 3
"	2900	2900 SL	50	2	2	1 - 2
"	2900	2900 Rs	40	2	2	3 - 4
"	2850	2850 Dr	50	2	1	5 - 6
"	2850	2850 Rs	50	2	2	5 - 6
"	2850	2850 SL	35	2	1	7 - 8
"	2800	2800 Dr	320	8	3	1 - 8
"	2800	2800 Rs	50	3	2	9 - 11
"	2800	2800 Rs	50	3	4	9 - 11
"	2850	2850 Dr	150	3	3	12 - 14
"	2850	2850 SL	150	3	1	12 - 14
"	2850	2850 Rs	50	3	2	12 - 14
"	2850	2850 Rs	50	3	4	12 - 14
"	2850	2850 Rs	50	3	5	12 - 14
"	2680	2680 Dr	600	12	6	1 - 12
"	2680	2680 Rs	40	2	7	13 - 14
"	2680	2680 Rs	40	2	8	13 - 14
"	2720	2720 Dr	150	3	3	15 - 17
"	2720	2720 SL	150	3	1	15 - 17
"	2720	2720 Rs	40	3	7	15 - 17
"	2720	2720 Rs	40	3	8	15 - 17
"	2760	2760 Dr	150	3	3	18 - 20
"	2760	2760 SL	150	3	1	18 - 20
"	2760	2760 Rs	40	3	7	18 - 20
"	2760	2760 Rs	40	3	8	18 - 20

Tabla 15 : Trabajos de desarrollo y preparación con plan de operación en tiempo requerido

Nota: Dr = Galería    SL = Sub-nivel    Rs = Chimenea

En la Tabla 16 se resumen los trabajos según niveles. Resulta una cierta concentración de los trabajos debajo del nivel 2900 en la sección Raquel.

Se propone :

- Especializar personal tanto para los trabajos horizontales como también para los trabajos inclinados, para conseguir mejores eficiencias
- Crear mejores condiciones de trabajo, por ejemplo · Ventilación auxiliar
- Tener presente personal especializado para la supervisión

Simplificar en lo posible el esquema de trabajo y supervisar lo eficazmente.

Es de mencionar aquí que los bloques de mineral debajo del nivel 2800 (2800 - 1A, 2760 - 1A y 2760 - 1B) así como también los bloques del nivel 2850 (2850 - 3A - 5A, 2B, - 4B) serán preparados por dos chimeneas. Ese método facilitará la ventilación auxiliar.

Los costos de desarrollo y preparación forman parte de los costos de operación. El precio estimado por metro -sin gastos generales- es de 4,000 soles y se divide en 60 % mano de obra y 40 % materiales. Bajo de consideraciones de los trabajos propuestos y de los incrementos anuales de los costos resulta para la Sección Desarrollo y Preparación una carga (en Soles/t de mineral) para :

1er.año del proyecto	=	123.85	Soles / t
2do.año del proyecto	=	103.24	Soles / t

Nivel	Galerías	Chimeneas	Sub-Niveles	Total
Raquel 2940	100	-	-	100
" 2900	100	40	50	190
" 2850	200	200	185	585
" 2800	320	100	-	420
" 2760	150	80	150	380
" 2720	150	80	150	380
" 2680	600	80	-	680
	1 620	580	535	2735

$$\text{Mineral Específico} = \frac{166,175 - (85,633 \div 6\ 118)}{2,735} = 27.2 \text{ t/m}$$

$$\text{Factor Específico de Desarrollo y Preparación} = \underline{36.76 \text{ m/1000 t}}$$

\* Incluyendo 100 m de trabajos de rehabilitación

Tabla 16: Resumen de los trabajos necesarios de desarrollo y preparación (en metros)

El precio estimado es relativamente alto para poder así compensar eventuales gastos que serían causados por las situaciones locales. El material requerido para la ventilación auxiliar (ventiladores, motores y tuberías) serán depreciados y no están incluidos en este rubro.

### 6.3 Explotación

El programa de explotación (Tabla 17) es, basándose en los cálculos de reservas acorde con el plan de desarrollos y preparación, en tal forma que :

- se explotará cada año mineral con leyes más o menos uniformes, y
- que se tendrá siempre mineral preparado, listo para explotarlo.

Por la distribución de los bloques de reserva en muchos pequeños de estos bloques es difícil alcanzar una óptima concentración de la operación. Pero sin embargo, debería ser posible conseguir un considerable incremento en la eficiencia con una consecuente baja de los costos mediante reemplazo de los rastrillos de aire comprimido (cuya operación es costosa y deficiente) por maquinaria del tipo por ejemplo Atlas Copco T 2 GH o CAVO 310 y además por la rehabilitación del nivel Raquel 2680 como nivel principal de extracción. Se espera una eficiencia en la explotación de aproximadamente 6.5 t/hombre - turno. También en el futuro se propone como método de explotación el corte con relleno, con corte siguiendo el rumbo de la veta y con relleno de fuera de la mina, como por la corta duración del proyecto. Un cambio no sería recomendable también porque el corte y relleno parece ser en San Juan de Lucanas - el más justificado método de explotación por las condiciones geológicas y por el capital requerido para una mayor mecanización.

Veta	Nivel	Bloque	Cantidad (t)	Ley de Ag (oz/t)	Clase de Reservas	
1er año Raquel	2980	2980 - 1A-2A	1,546	7.92	Positiva	Inmediata
"	2980	2980 - 6B	774	11.91	Probable	"
"	2940	2940 - 1A-9A	26,392	7.40	Positiva	"
"	2940	2940 - 1B	8	11.91	Probable	"
"	2900	2900 - 1A-7A; - 1B-2B	28,063	13.59	Positiva +Probable	"
Samarca	2750	2750	3,217	5.22	Positiva	"
			60,000	10.24		
2do año Raquel	2940	2940 - 1B	766	11.91	Positiva	Inmediata
"	2900	2900 - 1A-7A; - 1B-2B	15,175	13.59	Positiva +Probable	"
"	2850	2850 - 1B; 1A-2A - 2A	3,399	6.56	Positiva +Probable	A corto plazo
"	2850	2850 - 2B-4B - 3A-5A	24,850	14.21	Positiva +Probable	A largo plazo
"	2800	2800 -	14,778	5.62	Positiva	Inmediata
Samarca	2750		1,032 (60,000)	5.22	Probable	"
3er año Raquel	2850	2850 - 2B-4B; - 3A-5A	20,347	14.21	Positiva +Probable	A largo plazo
"	2760	2760 - 1B; 1A	25,828	6.70	Positiva +Probable	"
			46,175	10.00		

Tabla 17: Esquema de Explotación

\*1) 1.49% Pb, 3.15% Zn

Una estimación del costo de operación parte del desarrollo histórico de la operación (comparación Tabla 4) y toma 180 Soles/t de mineral crudo (sub-divididos en 55 % mano de obra y 45 % materiales) como costo de partida. Dos auto-cargadores, del tipo arriba mencionado serán adquiridos según este estudio y depreciados.

#### 6.4. Gastos Generales Mina

Para los Gastos Generales Mina debería ser posible bajar los costos considerablemente por

- la racionalización de la extracción en el nivel Raquel 2680

- la paralización del transporte de mineral de la mina a la concentradora mediante volquetes,

- la terminación de los trabajos de rehabilitación en el nivel Raquel 2680 y

- la disminución del mantenimiento de las labores más altas.

#### 6.5. Tratamiento

En el beneficio del mineral se propone un cambio en tal sentido que el mineral de la mina será flotado para obtener primero un concentrado de Pb + Ag y después un concentrado de Zn con leyes subordinadas de Ag. Según el presente estudio no se lixiviará más los relaves de esta flotación sino que éstos se enviarán a la cancha respectiva. En reemplazo de trabajar estos se propone para el futuro la lixiviación de 400 t/d de relaves antiguos de flotación. Para la realización de esta modificación no se necesitaría mayores cambios en la planta de beneficio. De la Tabla 12

resulta que la maquinaria requerida está ya a disposición. Buenos resultados metalúrgicos para este proceso ya se han obtenido tanto para la flotación (en el año 1965, ver Tabla 1 ) como también para la lixiviación (1974/1975) bajo de condiciones que parecen menos favorables que las actuales. Así llega hoy día a la concentradora el mineral extraído de la mina, especialmente de niveles más bajos (por ejemplo de la zona de mineral primario) como el año 1965 y tiene consecuentemente también un menor grado de oxidación.

En el re-tratamiento de relaves antiguos muchas veces es incómodo que :

- No existan tolvas para recibir el que llega en volquetes
- Que el mineral está diferentemente oxidado y se ha endurecido en tal forma que muchas veces entorpece el trabajo de la bomba.

Para evitar estas dificultades en el futuro se propone

Instalar cerca de la bocamina Raquel 268 C una tolva para este material y así mismo una posibilidad de cargar de aquí mediante una faja transportadora a uno de los 2 molinos de barras.

Se intenta conseguir un concentrado de Pb - Ag con un ratio de concentración de 35: 1 con una recuperación metálica de 90 % para Pb y 85 % para Ag.

El concentrado de Zinc deberá contener 50% de Zn. La recuperación metálica se estima en 65 % de Zn. Las leyes subordinadas de plata se calcula con una recuperación del 5% de las leyes de las cabezas.

Para el re-tratamiento de los relaves antiguos se estima una ley de Ag de 2.78 oz/t y una recuperación de 60% (según memoria año 1962 de la Cía. San Juan de Lucanas S.A.).

El cálculo de costos parte de los cálculos de costos directos de flotación (Enero - Junio 1974, repartidos en 30 000 t/6 meses) y resulta en las siguientes cifras (en Soles/t de mineral tratado):

	1er año	2do año	3er año
Flotación de Pb-Ag (inclusive chancado, molienda, secado, etc.)	155.70	175.94	199.53
Flotación de Zinc	20.35	21.98	23.73
Futuros costos de Flotación	176.05	197.92	223.26

Los costos de la flotación de Pb y Zn se dividen en 33 % de mano de obra y 67 % de materiales.

Los costos en la flotación de Zn se reparten en gastos para material, reparaciones, reactivos de flotación y servicios.

La estimación de los costos para la lixiviación también se basa en los resultados para los meses de Enero a Junio 1974 del cálculo de 120,000 t/a y del empleo de los calculados factores de incremento, con solo 17 % de gastos en mano de obra y 83 % de materiales. Esta sección puede ser considerada costosa en consumo de materiales más que el proceso de flotación. En esta sección también están incluidos 15.00, 17.56 y 20.57 Soles/t para carguío y transpor-

te del material para el 1er, 2do y 3er año del Proyecto, respectivamente.

#### 6.6. Gastos Generales en San Juan de Lucanas

Para una estimación de los futuros Gastos Generales en San Juan de Lucanas se parte de los costos del 1er semestre del año 1974. Esta suma será repartida a la producción programada, multiplicando los diferentes costos por sus factores de incremento. El total de los Gastos Generales será cargado exclusivamente al mineral crudo proveniente de la mina. Así resultan los costos siguientes :

1er año del proyecto	328.80	Soles/t	mineral	mina
2do " " "	384.04	"	"	"
3er " " "	450.08	"	"	"

El costo de partida de 282.47 Soles/t de mineral crudo tratado se compone de 60 % de mano de obra y 40 % de materiales.

#### 6.7. Administración en Lima

Se parte de la suposición que se trata en esta sección de gastos que no dependen de la producción directamente, sino que son por lo general costos fijos. El monto total será cargado a la producción programada de mineral mina y modificado según la subdivisión en 80 % de mano de obra y 20 % de materiales, con los factores anuales de incremento. Los costos así calculados para la duración del Proyecto serán :

1er año del proyecto	87.52	Soles/t	tratada,	mineral	de	mina
2do año del proyecto	104.77	Soles/t	"	"	"	"
3er año del proyecto	125.65	Soles/t	"	"	"	"

## 6.8. Inversiones

Para este Proyecto las inversiones deben ser lo más bajas posibles. Se parte de una inversión para los siguientes bienes de capital:

Cantidad	Item	Costo (Soles)
2	Autocargadores tipo por ejemplo Atlas Copco T 2 GH o CAVO 31 Q, incluyendo fletes, impuestos, etc.	2'000,000.00
2000 m 4	Tubería de 36" de diámetro para ventilación + ventiladores auxiliares (4)	1'300,000.00
	Cambios en la flotación: Instalación de una tolva con posibilidad para carguío e instalación de una faja transportadora hasta uno de los molinos de barras. (inclusive redondeo de cifras)	700,000.00
<b>Total</b>		<b>4'000,000.00</b>
=====		

Del monto total arriba indicado se estima 43 % en moneda extranjera (1.72 Millones de Soles, incluido fletes). El capital requerido de 4 Millones de Soles será depreciado sobre las reservas calculadas de 166,175 t, de lo que resulta

24.07 Soles/t de reserva de mineral  
=====

### 6.9. Plan de Pagos

El plan de pagos considera a un lado los ingresos (créditos) y al otro lado las amortizaciones de la empresa para el correspondiente período de operación. El pago del crédito recibido al comienzo del proyecto debería amortizarse bajo del equilibrio económico, vale decir de la liquidez de la empresa en todo momento. Tabla 18 demuestra el plan de pago en base a las suposiciones hechas arriba. Según esto se amortizará al fin del 2do año del Proyecto el crédito de 4 Millones de Soles obtenidos más los intereses devengados. De acuerdo a similares operaciones financiadas en el Perú en un 50 % por el Banco Minero del Perú y el otro 50 % por el Fondo de Inversión Minera se emplea en este proyecto intereses del 10.5 %/a incluyendo los gastos que demande el otorgamiento del préstamo (gastos legales, etc.).

Año del Proyecto	1	2	3
		4,420	
Crédito	4,000	-	-
Intereses	420	464	-
Amortización	-	4,884	-
Saldo	4,420	-	-

Tabla 18 : Plan de Pagos(en miles de Soles)

Con una distribución proporcional de los intereses de 884,100 Soles al total de mineral cubicado de 166,175 t resulta una carga por este concepto de:

5.32 Soles/t

## 6.10. Personal y Eficiencia

El propuesto tratamiento de mineral crudo es solo ligeramente mayor que el actual. Por el contrario, el volumen de los relaves antiguos de flotación que se trate será considerablemente más elevado. En el presente estudio se consideran 300 días laborables por año y el personal actual.

## 7. Resultado del Proyecto Planeado =====

### 7.1 Costos e Ingresos

En Tablas 19 y 20 se resumen los costos para el Proyecto "San Juan de Lucanas".

El cálculo de los ingresos, mostrados en la Tabla No.21, parte de las siguientes condiciones

#### Concentrados de Plomo y Plata:

Contenido de Pb pagable por tonelada de concentrado =  
(Contenido de Pb en % - 1.5% ) x 0.95

Contenido de Ag pagable por tonelada de concentrado =  
(Contenido de Ag en oz - 1.102 oz) x 0.95

Deducciones: Impuestos de Exportación = Pb en lbs/t x 0.75 US \$ /t  
Maquila = 71.76 US \$/t  
Fletes Marítimos = 29.40 US \$/t  
Seguros = 0.65 US \$/t  
Gastos de Venta = 2% del monto (contenido pagable de Pb y Ag-Seguros)  
D.L. 19620 = Lo mismo que Gastos de Venta  
D.L. 18073 = 4% del monto (contenido pagable de Pb y Ag - Maquila - Fletes marítimos - Seguros).

	1er. Año	2do. Año	3er. Año
Desarrollo + Preparación	123.85	103.24	
Explotación	208.40	242.15	282.36
Gastos Generales Mina	230.28	266.12	308.67
Beneficio	176.05	197.92	223.26
Gastos Generales S.J. de Lucanas	328.80	384.04	450.08
Despacho de Productos	22.23	26.03	30.48
Administración en Lima	87.52	104.77	125.65
<b>Total Costos de Operación (Para mineral flotado)</b>	<b>1,177.13</b>	<b>1,324.27</b>	<b>1,420.50</b>
Depreciaciones (Anteriores + Nuevas)	44.55	44.55	44.55
Intereses (Anteriores + Nuevos)	139.27	139.27	139.27
Costos de Capital	183.82	183.82	183.82
<b>Total Costos de Producción (Para mineral flotado)</b>	<b>1,360.95</b>	<b>1,508.09</b>	<b>1,604.32</b>
Transporte	15.00	17.56	20.57
Lixiviación	161.29	177.18	194.98
Costo de Operación (Relaves antiguos de flotación)	176.29	194.74	215.55

Tabla 19 : Costos de Producción para el Proyecto "San Juan de Lucanas"  
en Soles/t

Carga de Pb - Ag		Ley de mineral de cabeza : 0.30 % Pb + 10.24 oz Ag				
		Recuperación : 90 % Pb y 85 % Ag				
		Ratio de concentración : 35 : 1				
		Estimado precio de Pb : 23 ¢/lb				
Precio de Ag en US ¢/oz		300	350	400	450	500
Ingreso Bruto por Plomo		39.295	39.295	39.295	39.295	39.295
Ingreso Bruto por Plata		864.690	1009.805	1152.920	1297.035	1441.150
Ingreso Bruto Total		902.985	1047.100	1191.215	1335.330	1479.445
Deducciones :						
Impuesto de Export.		1.250	1.250	1.250	1.250	1.250
Maquila		71.760	71.760	71.760	71.760	71.760
Flete Marítimo		29.400	29.400	29.400	29.400	29.400
Seguros		0.650	0.650	0.650	0.650	0.650
Gastos de Venta		18.047	20.929	23.811	26.692	29.576
D.L. 19620		18.047	20.929	23.811	26.692	29.576
D.L. 16073		31.997	37.798	43.526	49.291	55.055
Precio Neto : US \$/t concentrado		731.834	864.384	997.007	1129.595	1262.178
Precio Neto : US \$/t mineral		20.910	24.697	28.486	32.274	36.062
Carga de Zn - Ag		Ley de mineral de cabeza : 0.60 % Zn + 15 % (10.24 oz Ag/t)				
		Recuperación : 65 % Zn y 33 % Ag				
		Contenido por ley de concentración : 50 % Zn 65.4 oz Ag/t				
		Estimado precio de Zn : 35 US ¢				
Precio de Ag en US ¢/oz		300	350	400	450	500
Ingreso Bruto por Zinc		127.845	127.845	127.845	127.845	127.845
Ingreso Bruto por Plata		198.690	126.805	144.920	163.035	181.150
Ingreso Bruto Total		436.535	454.650	472.765	490.880	508.995
Deducciones :						
Maquila		118.000	118.000	118.000	118.000	118.000
Flete Marítimo		31.000	31.000	31.000	31.000	31.000
Seguros		0.450	0.450	0.450	0.450	0.450
Gastos de Venta		8.722	9.084	9.446	9.807	10.171
D.L. 19620		8.722	9.084	9.446	9.807	10.171
D.L. 16073		11.483	12.200	12.933	13.657	14.380
Precio Neto : US \$/t concentrado		258.138	274.826	291.490	308.159	324.823
US \$/t mineral		2.014	2.144	2.274	2.404	2.534
Precio Neto : Pb - Ag US \$/t mineral		20.910	24.697	28.486	32.274	36.062
Precio Neto : Zn - Ag US \$/t mineral		2.014	2.144	2.274	2.404	2.534
Precio Neto : Total US \$/t mineral		22.92	26.84	30.75	34.67	38.59
Carga Barras		Ley de los Relaves Antiguos de Flotación : 2.78 oz Ag/t				
		Recuperación : 60 %				
Precio de Ag en US ¢/oz		300	350	400	450	500
Ingreso Bruto por Plata		3.000	3.500	4.000	4.500	5.000
Deducciones :						
Flete Aéreo		0.011	0.011	0.011	0.011	0.011
Seguros		0.006	0.006	0.006	0.006	0.006
Gastos de Venta		0.030	0.035	0.040	0.045	0.050
D.L. 19620		0.060	0.070	0.080	0.090	0.100
Precio Neto : US \$/oz Ag		2.893	3.378	3.863	4.348	4.833
Precio Neto : US \$/tonel. de Relaves Antiguos		4.82	5.63	6.44	7.25	8.06

1 Cálculo de los Ingresos (en US \$/t) para el 1er Aº del Proyecto

Tabla 21

fuente B

Plomo - Plata		Leyes de Cabeza	: 0.59 % Pb + 11.30 oz Ag/t				
		Recuperación	: 90 % Pb + 85 % Ag				
		Ratio de Concentración	: 35 : 1				
		Estimada precio de Pb	: 23 US \$/lb				
Lb de Ag en US \$/oz		300	350	400	450	500	
Bruto por Plomo		82.108	82.108	82.108	82.108	82.108	
Bruto por Plata		954.693	1113.809	1272.924	1432.040	1591.155	
Bruto	: Total	1036.801	1195.917	1355.032	1514.148	1673.263	
Cargas	: Impuesto de Export.	2.677	2.677	2.677	2.677	2.677	
	Maquila	71.760	71.760	71.760	71.760	71.760	
	Flete Marítimo	29.400	29.400	29.400	29.400	29.400	
	Seguros	0.650	0.650	0.650	0.650	0.650	
	Gastos de Venta	20.680	23.865	27.047	30.229	33.412	
	D.L. 19620	20.680	23.865	27.047	30.229	33.412	
	D.L. 18073	17.293	43.657	50.022	56.386	62.751	
Neto	: US \$/t concentrado	853.661	1000.043	1148.429	1292.017	1439.201	
Neto	: US \$/t mineral	24.39	28.57	32.76	36.94	41.12	
Zinc - Plata		Ley de mineral de cabeza	: 1.23 % Zn + 15 % (11.30 oz Ag/t)				
		Recuperación	: 65 % Zn y 33 % Ag				
		Contenido del Concentrado	: 50 % Zn + 35 oz Ag/t				
		Estimada precio de Zn	: 35 US \$/lb				
Lb de Ag en US \$/oz		300	350	400	450	500	
Bruto por Zinc		327.845	327.845	327.845	327.845	327.845	
Bruto por Plata		51.000	63.000	72.000	81.000	90.000	
Bruto Total	:	381.845	390.845	399.845	408.845	417.845	
Cargas	: Maquila	118.000	118.000	118.000	118.000	118.000	
	Flete Marítimo	31.000	31.000	31.000	31.000	31.000	
	Seguros	0.450	0.450	0.450	0.450	0.450	
	Gastos de Venta	7.627	7.808	7.988	8.168	8.348	
		D.L. 19620	7.627	7.808	7.988	8.168	8.348
	D.L. 18073	9.295	9.656	10.016	10.376	10.736	
Neto	: US \$/t concentrado	207.846	216.123	224.403	232.683	240.963	
Neto	: US \$/t mineral	3.32	3.45	3.58	3.71	3.84	
Neto	: Pb - Ag US \$/t mineral	24.39	28.57	32.76	36.94	41.12	
Neto	: Zn - Ag US \$/t mineral	3.32	3.45	3.58	3.71	3.84	
Neto	: Total US \$/t mineral	27.71	32.02	36.34	40.65	44.96	
Ley de los Concentrados Antiguos de Flotación		: 2.78 oz Ag/t					
Recuperación		: 60 % Ag					
Lb de Ag US \$/oz		300	350	400	450	500	
Bruto por Plata		3.000	3.500	4.000	4.500	5.000	
Cargas	: Flete Aéreo	0.011	0.011	0.011	0.011	0.011	
	Seguros	.006	.006	.006	.006	.006	
	Gastos de Venta	0.030	0.035	0.040	0.045	0.050	
	D.L. 19620	0.060	0.070	0.080	0.090	0.100	
Neto	: US \$/oz Ag	2.893	3.378	3.863	4.348	4.833	
Neto	: US \$/oz plata de Residuos Antiguos	4.82	5.63	6.44	7.25	8.06	

Detalle de los Ingresos (en US \$/t) para el 2do. Año del Proyecto

Tabla 21-a

Plomo - Plata		Leyes de Cabeza	300	350	400	450	500
		Recuperación					
		Ratio de Concentración					
		Estimado precio de Pb					
Precio de Ag en US \$/oz			300	350	400	450	500
Ingreso Bruto por Plomo			139.416	139.416	139.416	139.416	139.416
Ingreso Bruto por Plata			044.734	955.523	1126.312	1267.102	1407.891
Ingreso Bruto		Total	904.150	1124.939	1265.728	1406.518	1547.307
Deducciones		Impuesto de Export.	4.546	4.546	4.546	4.546	4.546
		Maquila	71.760	71.760	71.760	71.760	71.760
		Flete Marítimo	30.000	30.000	30.000	30.000	30.000
		Seguros	0.650	0.650	0.650	0.650	0.650
		Gastos de Venta	19.670	22.486	25.302	28.117	30.933
		D.L. 19620	19.670	22.486	25.302	28.117	30.933
		D.L. 18073	35.088	40.719	46.351	51.983	57.614
Ingreso Neto		US \$/t concentrado	602.766	932.292	1061.617	1191.345	1320.071
Ingreso Neto		US \$/t mineral	22.94	26.64	30.34	34.04	37.74
Zinc - Plata		Leyes de Cabeza					
		Recuperación					
		Contenido del Concentrado					
		Estimado precio de Zn					
Precio de Ag en US \$/oz			300	350	400	450	500
Ingreso Bruto por Zinc			327.845	327.845	327.845	327.845	327.845
Ingreso Bruto por Plata			23.256	27.132	31.008	34.884	38.760
Ingreso Bruto Total			351.101	354.977	358.853	362.729	366.605
Deducciones		Maquila	118.000	118.000	118.000	118.000	118.000
		Flete Marítimo	11.000	11.000	11.000	11.000	11.000
		Seguros	0.450	0.450	0.45	0.450	0.450
		Gastos de Venta	7.013	7.090	7.168	7.246	7.323
		D.L. 19620	7.013	7.090	7.168	7.246	7.323
		D.L. 18073	8.066	8.221	8.376	8.531	8.686
Ingreso Neto		US \$/t concentrado	179.559	183.126	186.691	190.256	193.823
Ingreso Neto		US \$/t mineral	5.01	5.11	5.21	5.31	5.41
Ingreso Neto		Pb - Ag US \$/t mineral	22.94	26.64	30.34	34.04	37.74
Ingreso Neto		Zn - Ag US \$/t mineral	5.01	5.11	5.21	5.31	5.41
Ingreso Neto		Total US \$/t mineral	27.95	31.75	35.55	39.35	43.15
Plata Antigua		Ley de las Concentradas Antiguas de Platación					
		Recuperación					
Precio de Ag US \$/oz			300	350	400	450	500
Ingreso Bruto por Plata			3.000	3.500	4.000	4.500	5.000
Deducciones		Flete Aéreo	0.011	0.011	0.011	0.011	0.011
		Seguros	0.006	0.006	0.006	0.006	0.006
		Gastos de Venta	0.030	0.035	0.040	0.045	0.050
		D.L. 19620	0.060	0.070	0.080	0.090	0.100
Ingreso Neto		US \$/oz Ag	2.893	3.378	3.963	4.348	4.833
Ingreso Neto		US \$/onzelada de Plata Antigua	4.82	5.63	6.44	7.25	8.06

Cálculo de los Ingresos (en US \$/oz) para el Ter. Mo del Proyecto

Tabla 21-b

### Concentrado de Zinc y Ag

Contenido pagable de Zn por t de concentrado = contenido de Zn en  
% x 0.85

Contenido pagable de Ag por t de concentrado = (contenido de Ag en  
oz- 5 oz) x 0.60

Deducciones: Maquila = 118.00 US \$/t  
Fletes marítimos = 31.00 US \$/t  
Seguros 0.45 US \$/t  
Gastos de Venta = 2% del Monto (conten-  
nido pagable de Zn +  
Ag Seguros)

D. L 19620 = Lo mismo que Gastos de  
Venta.

D. L 18073 = 4% del Monto (conteni-  
do pagable de Zn + Ag  
- Maquila - Fletes ma-  
rítimos - Seguros).

### Plata en Barras

Contenido pagable de Plata = Precio del Mercado en  
US \$/oz

Deducciones: Flete Aereo = 0.011 US \$/oz  
Seguros = 0.006  
Gastos de Venta = 1% FOB  
D. L 19620 = 2% (Precio del Mercado  
- Seguro)

## 7.2 Cálculo de Ganancias y Pérdidas

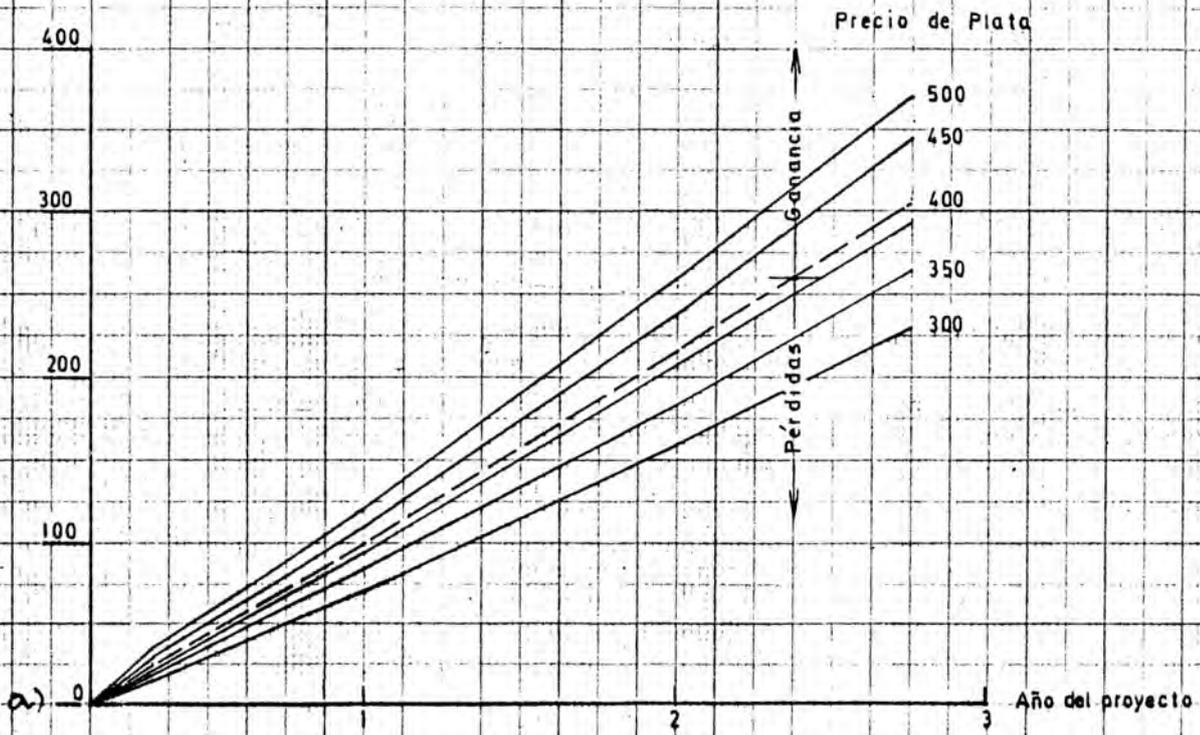
En las Tablas 22 a 27 se establecen los cálculos de ganancias y pérdidas para una operación con precios de Ag de 300 - 500 US ¢ /oz bajo de la consideración de los cálculos realizados en las Tablas 19 - 20 y además considerando las disposiciones legales (D.L. 18880). Los resultados acumulados sobre la duración del proyecto se presentan.

Según esto se puede deducir un cut-off para un precio de Ag para

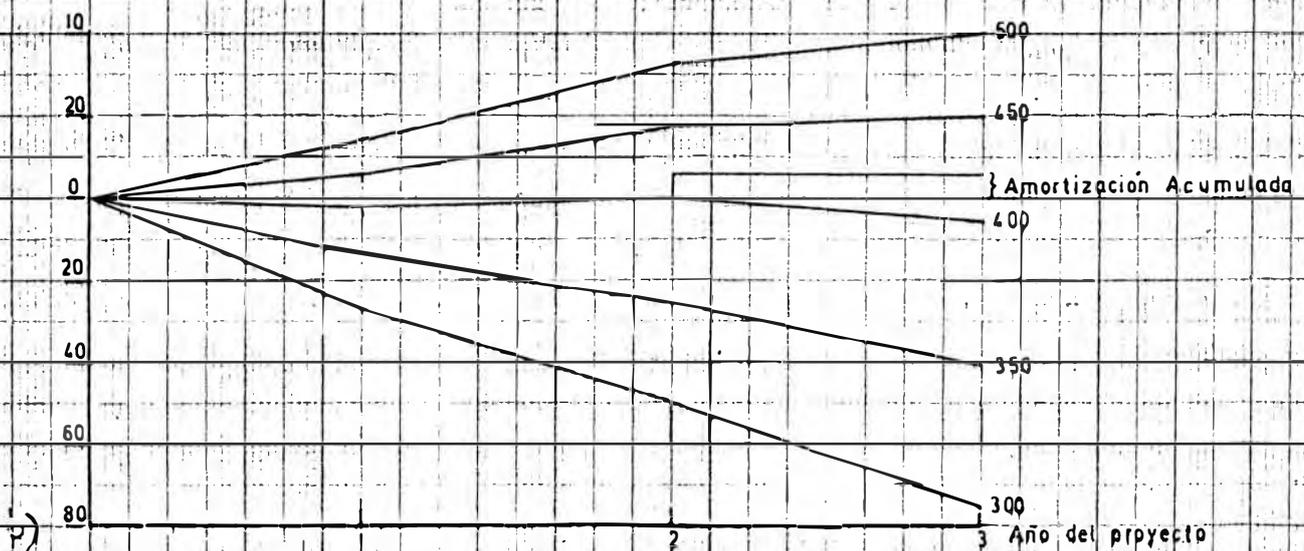
421.8 ¢ /oz Ag

La operación propuesta en este estudio por eso será económica con los actuales precios de plata y dejaría ganancia sobre el total de la vida del proyecto de aproximadamente tres años.

Ingresos y costos (Millones de soles)



Cash-flow y amortización (Millones de soles)



a) Ingresos y costos durante la ejecución del proyecto

b) Cash-flow bruto y amortización durante la ejecución del proyecto

FIGURA Nº 2

Año del Proyecto	1	2	3	Total
<u>Ingresos</u>	70.008	86.727	68.599	225.334
<u>Egresos</u>				
<u>Costos</u>	86.494	102.825	87.145	276.464
Depreciaciones, anteriores	1.229	1.229	0.946	3.404
nuevos	1.444	1.444	1.112	4.000
Intereses, anteriores	8.037	8.037	6.185	22.259
nuevos	0.319	0.319	0.246	0.884
Comunidad Minera				
INCITEMI				
REINVERSION				
IMPUESTOS				
Ganancia Neta o Pérdida	-27.515	-27.127	-27.035	-81.677

Tabla 22: Cálculo de Ganancias y Pérdidas (en Millones de Soles) sobre la duración del Proyecto para un precio de Ag de 3.00 US \$/oz.

Año del Proyecto	1	2	3	Total
<u>Ingresos</u>	81.931	100.496	78.524	260.951
<u>Egresos</u>				
Costos	86.494	102.825	87.145	276.464
Depreciaciones, anteriores	1.229	1.229	0.946	3.404
nuevos	1.444	1.444	1.112	4.000
Intereses , anteriores	8.037	8.037	6.185	22.259
nuevos	0.319	0.319	0.246	0.884
Comunidad Minera				
INCITEMI				
Reinversión				
<u>Impuestos</u>				
Ganancia Neta o Pérdida	- 15.592	- 13.358	- 17.110	- 46.060

Tabla 23 : Cálculo de Ganancias y Pérdidas (en Millones de Soles) sobre la duración del Proyecto para un precio de Ag de 3.50 US \$/oz

Año del Proyecto	1	2	3	Total
<u>Ingresos</u>	93.833	114.288	88.450	296.571
<u>Egresos</u>				
Costos	86.494	102.825	87.145	276.464
Depreciaciones, anteriores	1.229	1.228	0.946	3.404
nuevos	1.444	1.444	1.112	4.000
Intereses , anteriores	8.037	8.037	6.185	22.259
nuevos	0.319	0.319	0.246	0.884
Comunidad Minera		0.043		0.043
INCITEMI		0.004		0.004
Reinversión		0.150		0.150
Impuestos		0.075		0.075
Ganancia Neta o Pérdida	- 3.690	0.162	- 7.184	- 10.712

Tabla 24: Cálculo de Ganancias y Pérdidas (en Millones de Soles) sobre la duración del Proyecto para un precio de Ag de 4.00 US \$/oz.

Año del Proyecto	1	2	3	Total
<u>Ingresos</u>	105.756	128.058	98.375	332.189
<u>Egresos</u>				
Costos	86.494	102.825	87.143	276.464
Depreciaciones, anteriores	1.229	1.229	0.946	3.404
nuevos	1.444	1.444	1.112	4.000
Intereses, anteriores	8.037	8.037	6.185	22.259
nuevos	0.319	0.319	0.246	0.884
Comunidad Minera	0.823	1.420	0.274	2.517
INCITEMI	0.082	0.142	0.027	0.251
Reinversión		0.600	0.600	1.200
Impuestos	2.530	4.180	0.609	7.319
Ganancia Neta o Pérdida	4.798	7.862	1.231	13.891

Tabla 25: Cálculo de Ganancias y Pérdidas (en Millones de Soles) sobre la duración del Proyecto para un precio de Ag de 4.50 US \$/oz.

Año del Proyecto	1	2	3	Total
<u>Ingresos</u>	117.679	141.827	108.300	367.806
<u>Egresos</u>				
Costos	86.494	102.825	87.145	276.464
Depreciaciones, anteriores	1.229	1.229	0.946	3.404
nuevas	1.444	1.444	1.112	4.000
Intereses, anteriores	8.037	8.037	6.185	22.259
nuevos	0.319	0.319	0.246	0.884
Comunidad Minera	2.016	2.797	1.267	6.080
INCITEMI	0.202	0.280	0.127	0.609
Reinversión	--	0.600	0.600	1.200
Impuestos	6.243	8.469	3.700	18.412
Ganancia Neta o Pérdida	11.695	15.827	6.972	34.494

Tabla 26: Cálculo de Ganancias y Pérdidas (En Millones de Soles) sobre la duración del Proyecto para un precio de Ag de 5.00 US \$/oz.

Precio de Plata (¢ /oz)	300	350	400	450	500
<u>Ingresos</u>	225,334	260.951	296,571	332,189	367,806
<u>Egresos</u>					
Costos	276.464	276.464	276.464	276,464	276,464
Depreciación, Anteriores	3,404	3,404	3,404	3,404	3,404
Nuevos	4,000	4,000	4,000	4,000	4,000
Intereses , Anteriores	22,259	22,259	22,259	22,259	22,259
Nuevos	0.884	0.884	0.884	0.884	0.884
Comunidad Minera			0.043	2.514	6.080
INCITEMI			0.004	0.251	0.609
Reinversión			0.150	1.200	1.200
<u>Impuestos</u>			0.075	7.319	18.412
Ganancia Neta o Pérdida	-81,677	- 46,060	- 10,712	13,891	34,494

Tabla 27: Cálculo de Ganancias y Pérdidas (en Millones de Soles) acumulados sobre la duración del Proyecto.

## 8. ANEXOS

### 8.1. Instalación y Equipo Mecánico

#### 8.1.1 Abastecimiento de Energía Eléctrica

En la mina existen 2 plantas Hidro-eléctricas y 2 plantas Diesel.

##### Planta Hidro-eléctrica A

El río llamado Río Blanco ha sido represado aguas arriba de la mina y concentradora por un muro de concreto. Mediante un canal se desvía de aquí  $1.5 \text{ m}^3/\text{seg}$  a un pozo de donde es conducido a una turbina Francis. La caída es de 100 m y el generador produce 600 KW a 2 300 voltios. Después el agua es llevada por un canal a una 2da. planta río abajo. Cuando la planta está parada el agua puede ir directamente al río por un canal de descarga.

##### Planta Hidro-electrica B

Una turbina Francis (965 HP;  $h=\text{caida} = 81.8 \text{ m}$  y  $Q = 1,200 \text{ lts/seg}$ , fabricación Escher-Wyss) está instalada en una bóveda casi en la altura del río. La entrada es por un socavón de 80 m desde el río. El modelo de la turbina y del generador es igual al de la planta A permitiendo de este modo un intercambio de piezas de las 2 plantas. La ventilación de la bóveda no está bien solucionada. Si se calcula con una eficiencia de 95% para el generador se conduce al aire 40,000 kcal/h. Para la ventilación y también como vía de escape para el operario - en caso de emergencia existe una chimenea al lado de la bóveda hacia la superficie. Pero como la bóveda no tiene conexión en su parte más elevada con la chimenea, se acumula el calor. La -

chimenea funciona pero jala solamente el aire desde la galería de ingreso y no así de la bóveda, por eso el generador no es enfriado y probablemente no puede trabajar nunca a plena carga. Por esto, para mejorar la ventilación se recomienda conectar - la parte superior de la bóveda con la chimenea mediante un pequeño túnel de  $0.5 \text{ m}^2$  de sección para que el aire caliente pueda ser movido y reemplazado por aire fresco que ingresa desde el río vía el túnel.

Las dos plantas dejan una buena impresión, será solamente necesario constatar que los canales de derivación, tengan los-desarenadores adecuados para no permitir que en época de lluvia las arenas lleguen a las turbinas causando desgastes elevados.

#### Planta Diesel encima del Campamento

Encima del Hospital hay una planta con 6 grupos Caterpillar, todos del mismo tipo D 397 de 1200 rpm. Las capacidades están entre 315 y 350 KW. Los motores están equipados para la altura con turbo-cargador. La instalación no deja buena impresión; tres de los grupos se encuentran en reparación, con los motores desarmados, en espera de conseguir repuestos.

Esta planta debería cubrir la demanda de energía eléctrica -- cuando las Hidro-eléctricas están de paro.

En la Planta Diesel se encuentra también una Compresora Gardner-Denver de  $Q=8.5 \text{ m}^3/\text{min}$ , impulsada por un motor Diesel de fabricación General Motors -  $300 \text{ pies}^3/\text{min}$ , al 85%  $\langle \rangle$   $255 \text{ pies}^3/\text{min}$ . Encima de la Planta hay 4 tanques para combustible con una capacidad de 5,000 galones cada uno.

### Planta Diesel -Deutz

Actualmente se está instalando una nueva Planta Diesel encima de la Planta de Compresoras.

3 grupos tipo Deutz

Los 3 trabajan con un motor tipo B1 8 M 525 con turbo y 400 KW. La Planta ha sido transferida de las minas Hierro Aca-rí.

#### 8.1.2 Abastecimiento de Aire Comprimido

Por su gran extensión, la mina es abastecida por Casas de - Compresoras.

#### Casa Compresoras Nivel 2680

Aquí están instaladas la mayor cantidad de compresoras:

- 1 Ingersoll-Rand, Tipo XRE  
10 1/2 x 18x12; 277 rpm.  $Q = 30\text{m}^3/\text{min}$  1060  $\text{pie}^3/\text{min}$  < > 85 %  
impulsada por un Motor Synchron de 150 HP , 901  $\text{pie}^3/\text{min}$
- 1 Ingersoll Rand Imperial tipo 10 sin placa, con  $Q = 40\text{m}^3/\text{min}$   
1413  $\text{pies}^3/\text{min}$  al 85 % < > 1201.05  $\text{pie}^3/\text{m}$   
impulsado por un motor eléctrico de 200 HP.
- 1 Ingersoll Rand, Tipo XCB  
10 1/2 x 19x12 ; 300 rpm.,  $Q = 30\text{m}^3/\text{min}$  1060  $\text{pie}^3/\text{min}$  901 $\text{pie}^3$   
/min.  
Impulsado por un motor Synchron de 150 H.P.
- 1 Compresor Reavell Co Ltd./England sin placa, estimado  
 $Q = 10\text{m}^3/\text{min}$  impulsado por un motor de 90 HP.

Todas las compresoras trabajan-sin enfriar el aire en la salida-este aire va a un tanque y de allí a una tubería de 8".La bocamina dista aproximadamente 1 kilometro. Las compresoras son antiguas, pero todavía en buen estado.

### Casa Compresoras Nivel 2980

De esta estación se provee aire comprimido a los niveles superiores de la mina. Están instalados:

- 1 Ingersoll Rand, tipo Imperial 10, sin placa  
Q = 40 m<sup>3</sup>/min impulsado por un motor Synchron de 250 HP.
- 1 Sullivan de 4 cilindros, Q = 8.0 m<sup>3</sup>/min impulsado por un motor de 75 HP.

El aire de las compresoras va a un tanque, sale por una tubería de 6" de diámetro, que se reduce a 4" antes de llegar a la bocamina.

Con un factor de 0.6 para el uso simultáneo , estos consumidores necesitarían 64m<sup>3</sup>/min con 6 atmósferas de presión. En una operación normal trabajan solamente las 2 máquinas Ingersoll - Rand del tipo Imperial 10 con 40 m<sup>3</sup>/min cada una y como se puede suponer que las dos máquinas no están trabajando siempre a capacidad plena.

### Transporte Subterráneo

El transporte en la mina se hace mediante locomotoras Diesel (Jenbach-Australia). Existen 5 máquinas de 15 HP c/u. y 5 20 HP. c/u.

### 8.1.3 Abastecimiento de Agua

En el tiempo de lluvias hay suficiente agua superficial, lo que es captada en varios pozos de concreto. En otro tiempo se empleó agua del río para lo cual existe una instalación de bombeo, se eleva el agua del río desde el pozo de entrada de la Hidro-eléctrica B a un pozo situado a 350 m. más alto.

La Planta de bombeo cuenta con:

2 bombas marca Gardner Denver (Mod. FD-FXD, C, 57 rpm., presión 500 lbs/pulg<sup>2</sup>, con 65 rpm. (máxima) para Q = 6 gal/seg) impulsadas por motores eléctricos de 60 HP cada uno.

En cuanto a la Planta de Beneficio trabaja a plena capacidad, las dos bombas deben trabajar 8 horas cada una, para abastecer las necesidades de la operación y de los campamentos. Se calcula como recuperable para re-usar un 40% del agua empleada en la Planta de Beneficio.

El enfriamiento de los motores Diesel y de las compresoras es por agua, la cual circula sobre torres de enfriamiento.

#### Mantenimiento de la Operación

Existen en talleres lo siguiente:

Taller de mecánica equipado suficientemente, que cuenta con la maquinaria siguiente:

3 Tornos de distintos tamaños

1 Banco de Torno

1 Taladradora Radial

1 Cortadora para tubos y tarraja para roscas

También hay herramientas en cantidad suficiente.

### Taller Eléctrico

Existen aparte del taller mecánico, 2 pequeños talleres eléctricos, donde se puede embobinar motores.

### Taller para la Mina en el Nivel 2980

Para la reparación de carros mineros, rastrillos, palas mecánicas y todo equipo de transporte, se ha instalado este taller cerca de la bocamina. Está lo suficientemente equipado con una máquina taladradora, agregados para soldar y además herramientas. Existe también una máquina "Rockmaster" para aguzar barrenos. En el mismo nivel se encuentra además la casa de lámparas para cargar las baterías de dichas lámparas CEAG.

## CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

-----

El presente estudio se concluyó en el año 1975, con el fin de hacer rentable las operaciones en San Juan de Lucanas.

### CONCLUSIONES GEOLOGICAS

- San Juan de Lucanas pertenece a la faja polimetálica volcánica de la cordillera occidental sur peruana y a una provincia metalogenética de plata en forma específica, que empieza en San Juan de Lucanas y termina en Caylloma, estando entre ellos Arcata y Orcopampa.
- Los controles estructurales son de gran importancia en estos tipos de depósito y tenemos que indicar, que si no hubiéramos tenido las fallas de San Juan y Acola, quizás no se hubieran producido las fracturas de tensión, y que justamente la ocurrencia de la mineralización se encuentre cerca a la intersección de estas fallas.
- Los intrusivos andesíticos también fueron causantes de la mineralización y la presencia de "stocks" porfiríticos cerca de la falla San Juan y Acola.
- Las vetas económicas se encuentran dentro de los intrusivos y lavas andesíticas (F.Tacaza), y la presencia de tufos volcánicos "Sillapaca" han sido desfavorables.
- Este depósito tiene mucha similitud con el distrito minero de Caylloma.
- Genéticamente a San Juan de Lucanas se ha definido como un yacimiento "sub-volcánico" de plata, especialmente con diferenciaciones vertical y horizontal de clavos mineralizados.

- Del análisis de la sensibilidad de las reservas cubicadas de mineral en función del "cut-off" (tomando arbitrariamente o - tras leyes mínimas de explotación), se puede concluir "que si se aumenta la ley de cabeza en 1.0 onza/ton., las reservas deberán decrecer en 31,320 ton. (ver gráfico adjunto)". Según lo anterior, se colige que las reservas tienen una fuerte sensibilidad a los incrementos unitarios en la ley de cabeza.

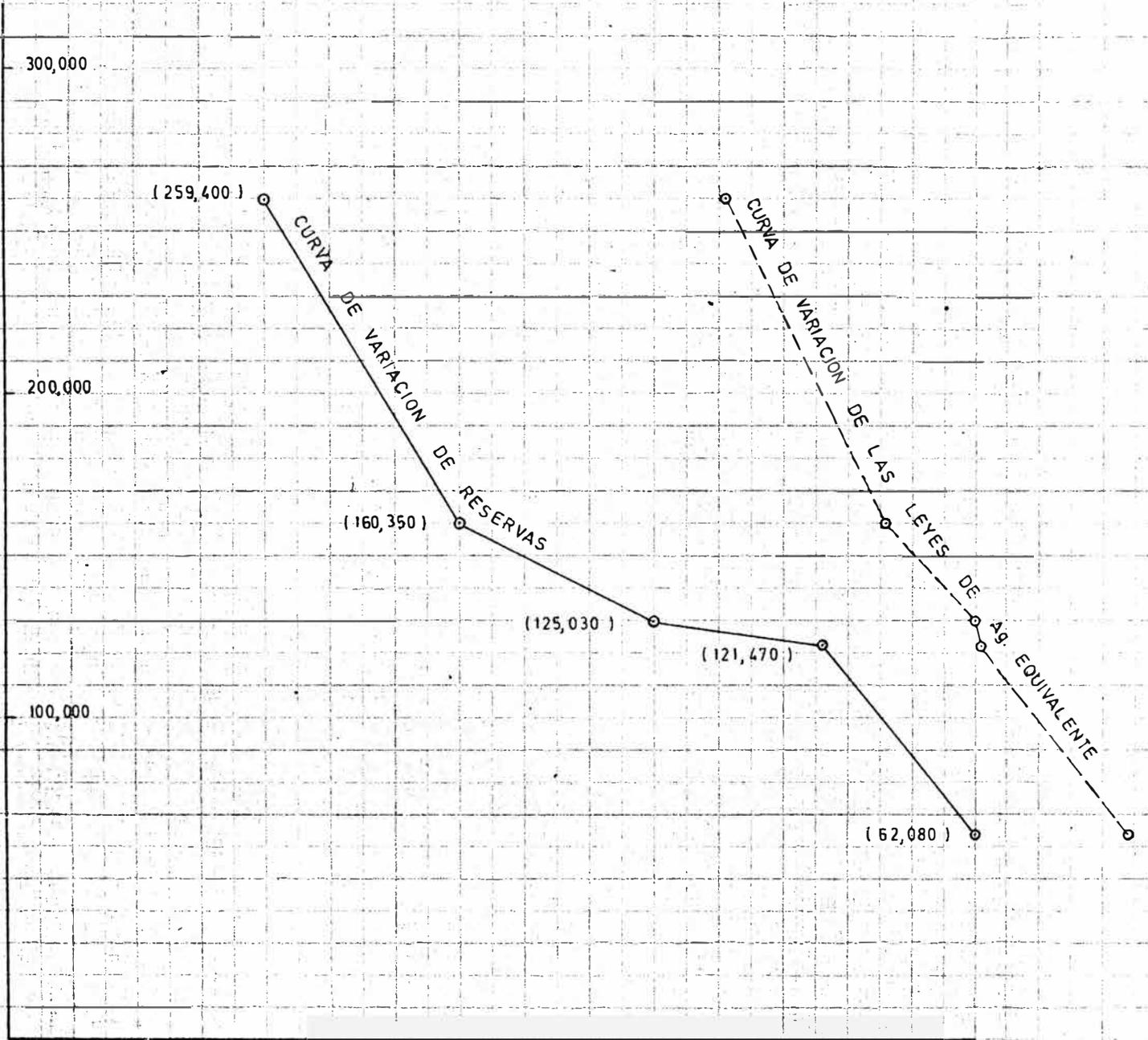
### CONCLUSIONES SOBRE LA EXPLOTACION MINERA

- A) En San Juan de Lucanas se trabaja con el método convencional de minado por "Corte y Relleno", y que por tener clavos mineralizados muy distantes, no se pudo hacer cambios sustantivos. En la operación de relleno se hizo un estudio de bombeo de relleno hidráulico a los tajeos, pero no dio resultado debido a la granulometría muy fina del relave proveniente de la cianuración (60% de malla-200).
- B) Por otro lado se hizo mejoras en el ciclo de las operaciones de Perforación Limpieza y Transporte.  
En la perforación se cambió la utilización de las perforadoras "Jackleg" a "Stoppers", para hacer más eficiente la perforación de taladros verticales en los tajeos.

En la operación de acarreo se instaló 10 "winches" eléctricos DERENA de 18 HP cada una, con rastrillos de 36", lo que permitió que los tajeos sean ampliados de 40 mts. a 60 mts. de longitud , y los "winches" neumáticos existentes fueron utilizados para eliminar el traspaleo (paleo manual).

También se cambió el transporte a través de tolvas (en superficie) a la planta, por el de volquetes, con la construcción de "Ore Passes" y con la rehabilitación del nivel 2680 de extracción.

RESERVAS POR TONELADAS METRICAS



CUT-OFF — 4 7 10 12.62 15  
LEYES DE Ag. EQUIVALENTE — 7 10 15

UNIDAD MINERA SAN JUAN DE LUCANAS  
VARIACION DE RESERVAS  
EN FUNCION DE  
Cut-Off y LEYES DE Ag. EQUIVALENTE  
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA  
A. ESPINOZA N.

En los niveles de extracción 2680 y de relleno 2900 se instalaron dos locomotoras eléctricas "Clayton" de 4 ton c/u en reemplazo de las "Penbach" Diesel.

### BENEFICIO

En el proyecto se había contemplado solamente concentrar por flotación debido a los precios altos del cianuro; pero no se ha llevado a efecto hasta la fecha, por la subida del precio de la plata, la cual cubría el alza del precio del cianuro, y por los ajustes de costos que se hicieron.

Pero se mantiene esta concepción del proyecto, para épocas de emergencia, en los cuales se produjera una escasez aguda y encarecimiento del cianuro, y quizás cuando se tenga que explotar solamente en la zona de sulfuros.

### CONCLUSIONES ECONOMICAS

En Diciembre de 1975 se estimaba sólo en tres (3) años la vida económica del proyecto.

- El monto total de inversiones, por entonces, se calculaba aproximadamente en S/. 4'000,000.00
- Del análisis de las Tablas Nos. 18 y 25 del presente estudio, se concluía que al final del 2do. año de vida del proyecto, se estaba ya en capacidad de amortizar el crédito de S/.4'000,000.00 más los intereses devengados. Es decir en la Tabla No.18 se observa que en el año 2 del proyecto se tiene una cantidad amortizable de S/.4'884,000; mientras que en la Tabla 25 la sumatoria de las ganancias netas para los años 1 y 2 del proyecto arroja una cantidad total de S/.12'660,000.00 lo cual cubría el mon

to anterior de amortización, considerando un precio conservador para la plata de US \$ 4.50/onza troy.

- En síntesis a Diciembre de 1975, la operación propuesta en el estudio se consideraba económicamente aceptable aún con los precios para la plata de por entonces, y se estimaba que dejaría ganancias para una vida del proyecto de aproximadamente 3 años.
- A la presente fecha (05.11.1979), con un precio para la plata de US \$ 16.22/onz.troy, las expectativas de re-invertir y continuar con la vida del proyecto, superan grandemente los resultados conservadores estimados para precios de la plata que iban de \$ 4.50 a \$ 5.00/onz.troy en 1975.