



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE QUIMICA

**METODOS DE PROCESAMIENTO DE MENAS DE ORO
CUANDO ESTE SE ENCUENTRA EN
MINERALES CARBONIFEROS**

PEDRO MANUEL VAZQUEZ CHAVEZ

309

INGENIERO QUIMICO METALURGICO

1975



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

CLAS. Tesis
ADQ. 1977
FECHA
PROC. M-1-345 345



QUÍMICA

PRESIDENTE	<u>Prof. Fernando Maldonado Mendoza</u>
VOCAL	<u>Prof. Alberto Obregón Pérez</u>
SECRETARIO	<u>Prof. Renán Pérez Priego</u>
1er. SUPLENTE	<u>Prof. Humberto Rodríguez Caldera</u>
2do. SUPLENTE	<u>Profa. María Eugenia Noguez</u>

Sitio donde se desarrolló el tema: Inst. de Geología de la UNAM

Nombre completo y firma del sustentante: Pedro Manuel Vásquez Cház

Nombre completo y firma del asesor del tema: Renán Pérez Priego

A todos mis maestros que de una u otra forma
contribuyeron a mi Formación Académica en la
Facultad.

Con Profundo cariño para mis padres
Ana Mercedes Chávez
José Manuel Vásquez

A mi esposa Maria Eugenia con cariño por su
valiosa ayuda.

Como un estímulo para mi hermano
Francisco Antonio

Por una eterna unidad de colaboración de los
pueblos Mexicano-Dominicano

I N D I C E

CAPITULOS

- I) INTRODUCCION
- II) GENERALIDADES
- III) LOCALIZACION Y PRODUCCION DE
YACIMIENTOS (CARBONIFEROS Y
NO CARBONIFEROS)
- IV) PROCESAMIENTO
- V) CONCLUSIONES
- VI) BIBLIOGRAFIA CONSULTADA

CAPITULO I
I N T R O D U C C I O N

La existencia de minerales carboníferos con contenido de oro es común en muchas partes del mundo, tales como en Nevada, -- U.S.A., Canadá, Africa del Sur, Unión Soviética y posiblemente en la República Dominicana. En dichas menas el oro es muy difícil de recuperar ya que su alto contenido de carbón hace difícil su beneficio por el método convencional de cianuración. Son varios los procesos que se han inventado para beneficiar el oro en presencia de material carbonífero, algunos de estos se han realizado a nivel de laboratorio, otros a nivel de planta piloto y otros en la actualidad están siendo llevados a la práctica en plantas de beneficio con magníficos resultados. Debido a que en cada proceso intervienen variables fundamentales como pH, temperatura, concentración y condiciones particulares de la mena, cada proceso debe de ajustarse a las condiciones específicas del mineral carbonífero de oro que se va a tratar y a las condiciones económicas de operación de cada -- país.

La presente monografía "Métodos de beneficio de menas de oro cuando éste se encuentra vinculado a mineral carbonífero" es un intento por recopilar toda la información que se encuentra dispersa en diversas partes del mundo para solucionar dicho problema. Los objetivos que se persiguen con este trabajo, es hacer una evaluación de estos procesos y a la vez establecer para el mineral carbonífero de oro que posiblemente exista en la Mina de Pueblo Viejo, Cotui, República Dominicana cual o cuales de los procesos podrían ser económicamente --- factibles.

CAPITULO II

GENERALIDADES

Las demandas frecuentes tanto en el mercado nacional como internacional del oro han hecho que los ingenieros metalúrgicos, plantas beneficiadoras, técnicos y gambusinos aprovechen al máximo-- el contenido de oro en los minerales aunque estos sean de muy -- baja ley o por muy difícil que resulte su tratamiento.

Usos: El empleo más común del oro es con fines monetarios conservándose la mayor parte del mismo en lingotes como garantía y en reservas de billetes emitidos; también se usa mucho este metal-- precioso para la ornamentación, fundamentalmente en joyería en-- que se emplea como oro verde, oro blanco, y oro amarillo. Por-- ser blando el oro empleado en joyería se alea por lo general con cobre, plata, níquel, ó paladio. La pureza o finura del oro se expresa en quilates.

Otro uso es para chapados en oro, orfebrería, dorados, encuader-- nación, decoración de interiores, incrustaciones de cristal y -- porcelana.

También se emplea el oro en la industria química y odontología.

Recientemente el oro ha logrado un amplio uso industrial parti-- cularmente en la industria electrónica y de la computadora.

El oro no tiene un metal sustituto para algunos de sus mayores usos. El platino es un sustituto en joyería, pero es más cos-- teable, y carece de color, y se recurre al oro, la plata no es suficientemente resistente a las manchas. Varias aleaciones-- inoxidables son usadas para dentaduras pero son más difíciles-- de fabricar. La plata puede ser sustituto de oro en muchas-- aplicaciones electrónicas pero es mucho menos resistente a la-- corrosión y algo menos ductil.

PROMEDIOS MENSUALES DE LAS COTIZACIONES DEL ORO

Dólares por onza

	1969		1970		1971		1972		1973		1974	
	Londres	Mexico	Londres	México	Londres	Mexico	Londres	Mexico	Londres	Mexico	Londres	Mexico
ENE	42.30	43.30	34.94	35.72	37.82	38.62	45.75	46.58	65.14	65.89	129.19	129.94
FEB	42.60	43.55	34.99	35.76	38.74	39.51	48.26	49.03	74.20	74.95	150.23	151.48
MAR	43.16	44.12	35.09	35.86	38.87	39.63	48.33	49.08	84.37	85.12	168.42	169.17
ABR	43.31	44.29	35.62	36.38	39.01	39.76	49.03	49.78	90.50	91.25	172.24	172.99
MAY	43.46	44.49	35.95	36.72	40.52	41.34	54.62	55.22	101.96	102.71	163.27	164.02
JUN	41.44	42.63	35.42	36.20	40.10	40.86	62.09	62.85	120.12	120.87	154.10	154.85
JUL	41.46	42.75	35.32	36.08	40.95	41.73	65.67	66.43	120.17	120.92	142.98	
AGO	41.09	41.90	35.38	36.18	42.73	43.87	67.03	67.78	106.76	107.51	154.64	
SEP	40.87	41.65	36.19	36.99	42.07	42.90	64.96	66.15	102.97	103.72	151.77	
OCT	40.44	41.28	37.53	38.39	42.50	43.24	65.57	66.65	100.08	100.83	158.78	
NOV	37.40	38.37	37.44	38.19	42.86	43.84	63.01	63.76	94.92	95.67	181.66	
DIC	35.17	36.00	37.44	38.20	43.48	44.22	64.01	64.76	106.72	107.47	183.85	

NOTAS: 1.- Londres, precio al cierre.

2.- Record máximo cotización, 3 de mayo de 1974: 179.50

PRODUCCION MUNDIAL DE ORO (a)
(en onzas finas)

PAIS	1967	1968	1969	1970	1971	1972	1973
NORTEAMERICA:							
E.U. (b).....	1,525,500	1,539,250	1,716,850	1,743,322	1,495,108	1,449,776	1,165,858
Canadá	2,986,268	2,743,021	2,545,109	2,408,574	2,260,730	2,078,567	1,930,000
México	183,227	176,958	180,623	198,241	150,916	146,061	132,558
Total Norteamérica.....	4,694,995	4,459,229	4,442,582	4,350,754	3,906,754	3,674,404	3,228,416
AMERICA CENTRAL & ANILLAS	190,126	202,768	129,734	124,307	131,640	125,382	
SUD-AMERICA:							
Bolivia (exportaciones).....	11,494	613	36,270	4,105	638	167	31
Brasil (c).....	179,700	134,855	176,938	180,076	157,378	167,378	
Guayana	2,380	4,088	2,102	1,407	1,407	14,027	
Chile	55,974	53,145	59,102	50,718	64,417	76,834	
Colombia.....	258,186	239,555	218,872	217,965	188,842	186,816	
Ecuador	6,738	8,659	7,287	7,300	11,058	11,000	
Guayana Francesa.....	7,584	5,099	3,590	2,347	2,300	2,300	
Peru	82,606	77,965	131,641	107,677	83,752	96,452	96,500
Surinam.....	4,514	4,694	2,382	1,161	647	527	437
Venezuela.....	18,787	20,576	19,385	21,862	19,162	19,785	
Total Sud-América.....	627,963	599,249	657,569	594,618	529,601	563,439	
EUROPA:							
Finlandia	20,281	21,380	18,872	20,319	17,490	17,619	
Francia	62,703	55,000	54,946	62,726	65,000	66,000	
Alemania, Oeste.....	916	1,000	1,000	1,000	1,700	1,700	
Portugal.....	27,103	22,666	18,101	13,085	17,490	13,601	15,272
España.....	* 450	* 450					
Suecia.....	60,668	49,737	45,011	44,345	44,000	57,550	
Yugoslavia.....	68,064	70,000	84,074	97,384	115,743	135,033	
Total Europa.....	240,185	220,233	222,004	238,859	261,423	291,503	
OCEANIA:							
Australia.....	805,336	787,358	699,223	617,000	670,136	754,932	
Fiji.....	111,108	106,784	91,572	103,785	89,129	90,000	
Nueva Guinea.....	27,671	26,144	25,857	23,798	23,396	25,289	21,694
Nueva Zelandia.....	10,703	8,626	10,610	11,283	9,418	13,511	11,044
Total Oceanía.....	954,818	928,912	827,262	755,866	792,079	883,732	

PRODUCCION MUNDIAL DE ORO (a)
(en onzas finas)

PAIS	1967	1968	1969	1970	1971	1972	1973
ASIA:							
India.....	101,468	115,357	98,478	104,201	117,575	105,776	94,716
Japón.....	252,993	238,301	214,136	255,189	255,255	243,038	187,698
Rep. de Korea.....	63,337	62,405	50,734	51,345	28,807	17,040	16,300
Malaya.....	1,289	1,454	3,153	3,912	4,491	4,788	
Rep. de Filipinas.....	490,557	527,355	571,145	602,715	639,877	606,730	572,318
Taiwan (Formosa).....	32,414	20,994	25,688	22,473	19,483	17,882	
Total Asia.....	942,058	986,866	963,334	1,039,835	1,065,488	995,254	
AFRICA:							
Cameroon.....	990	466	193	235	96	100	
Rep. del Congo.....	5,048	4,790	3,919	2,662	2,975	2,082	1,240
Etiopía.....	22,943	38,828	42,400	27,282	21,226	20,784	
Rep. de Gabón.....	29,250	16,724	14,243	16,108	13,728	13,182	
Ghana.....	762,609	727,122	706,621	703,858	697,517	724,051	
Kenya.....	33,366	31,974	17,903	34	
Liberia.....	6,025	3,216	1,136	670	2,547	23	
Rep. de Malasia.....	752	543	646	514	412	190	
Nigeria.....	39	215	298	123	36	12	
Rep. de Sud-Africa.....	30,532,880	31,094,466	31,281,274	32,164,147	31,388,671	29,245,310	27,494,638
Rhodesia.....	515,000	515,000	480,000	500,000	500,000	502,000	
Tanzania..(export).....	18,486	17,473	16,016	1,949	167	213	41
Uganda.....	14	
Rep. de Zaire.....	152,973	171,685	175,804	177,128	179,079	140,724	131,754
Total Africa.....	32,080,375	32,622,502	32,740,453	33,594,676	32,806,454	30,648,705	
U.S.S.R.....	5,700,000	5,900,000	6,250,000	6,500,000	6,700,000	6,900,000	
Total Mundial.....	45,430,520	45,898,749	46,232,938	47,198,208	46,193,439	44,082,419	

CAPITULO III

LOCALIZACION Y PRODUCCION DE YACIMIENTOS (CARBONIFEROS Y NO CARBONIFEROS).

Mineralogía: El oro se encuentra principalmente como metal nativo, siempre aleado con cantidades variables de plata y otros metales tales como cobre y hierro. Además del oro nativo los únicos minerales de oro importantes son los teluros, compuestos de oro y oro mas plata, cobre o plomo combinado con telurio; calaverita ($Au Te_2$) y silvanita ($[Au, Ag] Te_2$). Otros minerales de oro son raros. El oro también se presenta en cantidades -- pequeñas en muchos minerales, por lo general menos de 5 PPM en minerales de sulfuros, y menos de 1 PPM en otros minerales. Sin embargo, se han hecho reportes donde se ha encontrado hasta 500 PPM en esfalerita.

Técnica en la búsqueda del oro: Debido a la naturaleza del -- oro -- su alta densidad, su resistencia al deslustre, y de aquí su alta visibilidad y su color distintivo, la herramienta más -- usada en el campo de la investigación de depósitos de oro ha -- sido el del separador de batea, con el cual el oro puede ser -- reconocido inmediatamente si se encuentra en partículas suficientemente grandes. La separación de oro por medio de batea es todavía un implemento útil, pero no es digno de confianza para -- detectar el oro en los teluros o granos finos de oro como el que caracteriza a los depósitos de mineral carbonífero.

No obstante el método que se usa en una gran escala es el espectrofotometría de absorción atómica, ya que es un método rápido, económico y fácil de operar el cual puede detectar cantidades -- pequeñísimas como 20 PPB de oro en una muestra; esta técnica -- ha hecho posible la rutina de análisis de un gran número de muestr

tras y así ha facilitado ampliamente la exploración del oro.

-Tipos de depósitos: El oro se presenta en muchos y variados - ambientes geológicos, los cuales pueden ser agrupados en siete amplias categorías.

Históricamente los depósitos más productivos han sido los filones de cuarzos auríferos. Otros tipos de depósitos geológicos son los placeres jóvenes, y los placeres antiguos (fósiles), - otros tipos de depósitos son los placeres marinos, depósitos - de rocas finas de oro diseminado como los del tipo de Nevada, (carbonífero) y depósitos de otros metales o minerales los cuales producen oro solo como un subproducto.

Depósitos de cuarzo auríferos: Ejemplo de filones de cuarzo - auríferos son el Mother Lode, Grass Valley, California; Alaska Juneau - Treadweel, Alaska; Porcupine y Kirkland, Ontario, --- Canadá; Morro Velho, Minas Gerais, Brazil; Kolar Mysore, India y los Distritos de Kilo y Mato, en Zaire.

Muchas minas han producido por lo menos un millón de onzas⁺ --- (Grass Valley, California). Un apreciable número de minas han extraído de 2 a 5 millones de onzas (Alaska Juneau, Brownhill-Oroya y probablemente varias minas como Kalgoorlie, como Bendigo y Ballarat en Australia) pocas han producido 5 a 20 millones de onzas (Hallinger, McIntyre y Dome, Mines, Porcupine, -- Ontario; Kerr Addison Mine en Larker Lake Ontario, Morro Velho, Brazil); y por lo menos dos han producido más de 20 millones - de onzas (Homestake, S Dak y Kolar, India). Homestake es la - mina más productiva de oro del tipo de cuarzo aurífero en el - mundo y hasta 1974 tenía una producción total de 30 millones - de onzas desde su descubrimiento en 1876.

⁺una onza = 28.35 gramos

Depósitos epitermal (Bonanza): Ejemplo de este tipo de depósito son El Oro, Pachuca y Guanajuato, México. Depósitos -- similares geológicamente se presentan en Transylvania (Rumania), Nicaragua, Las Filipinas, Nueva Zelandia y Japón. El Goldfield, Virginia City, Ouray, Colorado. Estos depósitos son venas hidrotermales de cuarzo, minerales de carbonatos, barita, y fluorita conteniendo oro, o teluros de oro y cantidades variables de plata unida al oro.

Producción de los depósitos Bonanza: Cripple Creek, Colorado produce aproximadamente 19 millones de onzas de oro y el Distrito de Comstock en Virginia City, Nevada produjo 8.5 -- millones de onzas así como más de 200 millones de plata. -- Otros depósitos grandes son Goldfield, Nevada (4.2 millones de onzas); Telluride, Colorado 4 millones además de 63 millones plata; Waihi (4 millones de onzas) y Thame (1.5 millones de onzas) en la región Hauraki de Islandia del Norte y Nueva Zelandia, y El Oro, Pachuca, México (2 millones de onzas).

Placeres Jóvenes: Ejemplos de placeres jóvenes son aquellos que se encuentran en la Sierra Nevada de California, en el río Yukon en Fairbanks, Alaska y sobre y cerca de la Playa -- en Nome, Alaska; en Klondite, en el territorio Yukón de ---- Canadá, en la parte superior de los ríos Lena, Yenisey, Yamur, en Siberia, y a lo largo del costado este de la Montaña de los Andes en Bolivia, Perú, Ecuador, y Colombia.

Los placeres jóvenes están compuestos primordialmente de arena semiconsolidada y grava que contiene muchas cantidades pequeñas de oro nativo y otros minerales pesados. La mayoría son

depósitos de corriente de agua y ocurren a lo largo de arroyos, bancos o terrazas donde existieron arroyos. Los depósitos de placeres fueron fácil de encontrar y fácil de extraer, consecuentemente fueron descubiertos desde hace mucho tiempo y fueron una fuente importante de oro en el mundo antiguo.

Producción: Por ejemplo en los Estados Unidos desde el comienzo de la extracción de oro, los depósitos de placeres han producido aproximadamente 114 millones de onzas de oro; cerca del 36% de todo el oro extraído, de esta cantidad 68 millones de onzas han sido beneficiados de los placeres de la Sierra Nevada (California). 53-54 millones de onzas de placeres jóvenes y 14-15 millones de onzas de placer terciario, en Fairbanks, Alaska (7.2 millones de onzas).

La producción a partir de minas de placeres ha ido declinando por muchos años, y en la actualidad la Unión Soviética y Colombia tienen la producción más significativa a partir de este tipo de depósito. En Colombia la producción ha sido significativa pero ha venido declinando gradualmente, fué menos de ---- 200,000 onzas en 1970. De la producción de la Unión Soviética se conoce poco, pero se especula que en los recientes años quizás un 50% de la producción total de (290-350) millones de onzas (estimados) son extraídas a partir de placeres en la Unión Soviética. Otros productores de oro a partir de placeres son Egipto, España, Australia, Canadá, otros donde se trabaja en pequeña escala son Brazil, Perú, Bolivia y México.

Placeres antiguos (Fósiles): Ejemplos de este tipo de placeres (fósiles) son el Distrito Witwatersrand, República de Africa

del Sur, Tarkwa, Ghana, y el de la Sierra de Jacobina, Brazil. Estos depósitos consisten de pequeños guijarros redondeados -- de cuarzo embebidos en una matriz de pirita de minerales mica-ceos. Contienen además una larga cadena de minerales resistentes y pesados; de los cuales los más valiosos son el oro, uranita, y los metales del grupo del platino.

Producción: El contenido promedio de oro extraído en el distrito de Witwatersrand, entre 1938 y 1969 era cerca de 0.35 onzas por tonelada. En Tarkwa el contenido del mineralera 0.2 onzas por tonelada y en Jacobina el contenido del oro extraído es -- cerca de 0.5 onzas por tonelada. No obstante que el depósito -- de Jacobina (Brazil) se comenzó a extraer a principios del --- siglo XVII , este tipo de depósito no produjo ninguna parte -- apreciable del oro mundial, hasta el descubrimiento del Distrito de Witwatersrand en 1886. Desde esa fecha este gran Distrito se ha convertido en una fuente muy importante de oro, y desde 1954 ha producido la mitad de la producción mundial, excluyendo la Unión Soviética. En 1970 el 67% del oro extraído en el mundo fué a partir de la Minas Rand.

Las estimaciones indican que este distrito de Witwatersrand-- continuará siendo la fuente principal de oro en el mundo por muchos años; se especula que su reserva es de alrededor de -- 600 millones de onzas.

Aunque no se ha descubierto en el mundo ningún placer fósil -- de la magnitud del Rand, parece por lo menos posible que algunas áreas del Canadá, Brazil, Guayas o Africa - Arabia en particular pueden contener extensos conglomerados conteniendo

oro, en los Estados Unidos no se ha encontrado ningún tipo de yacimiento fósil.

Placeres Marinos: Ejemplos de depósitos de placeres marinos que hayan tenido una producción significativa son muy escasos. Los sedimentos en el oceano en varias partes del mundo, se sabe que contienen pequeñas cantidades de oro. La mayoría de este oro se derivó de la tierra, transportado por agua de los arroyos a los oceanos, y depositado con sedimentos clasticos al fondo del --- oceano. Algunos parecen haber sido derivados de sedimentos de rocas que contenían oro en el fondo del oceano. Ninguno de estos depósitos está siendo trabajado en la actualidad, y el único reporte de producción de oro a partir de placeres marinos es una pequeña cantidad recuperada como un subproducto de extrac--ción de estaño en Malasia. Los depósitos de placeres marinos--de estaño son explotados a gran escala en Malasia, Tailandia, e Indonesia, pero estos placeres contienen solo pequeñísimas cantidades de oro.

El area más grande del mar que contiene oro es en el Norte del Mar de Bering, donde concentraciones de 30 -- 100 PPB se han - encontrado sobre una gran area.

Depósitos de oro diseminado (tipo carbonífero): Debido a que este tipo de depósito es el tema fundamental de este trabajo, se va a profundizar más en la caracterización mineralógica, química, física, y geoquímica de estos depósitos. Se tomará como base el depósito de la Mina Carlin, Nevada; ya que es el único mineral carbonífero de oro que se ha estudiado detalladamente hasta la actualidad.

La presencia de carbón orgánico en rocas de carbonatos que contienen oro ha sido comprobado; se creía comunmente que el material carbonífero en el mineral estaba físicamente combinado con oro metálico y ello causaba la precipitación directa de oro metálico de solución de complejo de cianuro de oro.

Los estudios que se han llevado a cabo en el mineral de Carlin, demuestran, sin embargo, que la mayoría del oro combinado no está en el estado metálico y que el material carbonífero remueve los complejos de cianuro de oro. Además el tipo y la cantidad de material carbonífero en las numerosas rocas de carbonatos es un factor de mucha importancia en la determinación del estado químico, y la cantidad de oro depositado en estas rocas de solución ácida hidrotermal.

Uno de los objetivos que se persiguen al estudiar el mineral de Carlin, es definir el papel que los materiales carboníferos juegan en la extracción del oro de soluciones hidrotermales, establecer el papel exacto que el carbón orgánico desempeña, ya que es complejo y debe ser interpretado a la luz de la geoquímica y a la composición orgánica de la solución hidrotermal que contienen oro.

Todas las muestras que se utilizaron para el estudio fueron recolectadas en ó cerca de la Mina Carlin. Muestras de rocas carboníferas profundas y no oxidadas obtenidas por perforación, estas muestras fueron provistas por la Mina Carlin y Compañía Minera Newmont.

Extensivos trabajos analíticos fueron hechos en numerosas muestras de dos perforaciones a 800 pies de profundidad, y 110 --- 700 pies de profundidad. Los resultados obtenidos de estas muestras fueron comprobados y comparados con otras muestras individuales de numerosas perforaciones que se habían hecho.

Ubicación Geológica: El cuerpo de minerales en la Mina Carlin está en la formación silurica Robert a varios cientos de pies -- estratigraficamente debajo de la Montaña Roberts al nordeste de la ventana Lynn. Las características de la ventana Lynn es de una tupida secuencia de rocas de carbonatos desde la era cambriaca a la devoniana; era en la cual muestra general anticlinal -- con un declive hacia el noroeste.

Estas rocas planas están sobrecubiertas por rocas sedimentarias, silicosas, ordovicicas y siluricas que se forman en la cubierta -- de la falla de empuje. El movimiento en la falla de empuje en la Montaña Roberts que ocasionó rocas volcánicas y clásticas -- (conjunto oeste) tuvo lugar durante la era misisipiana primaria, a la culminación del periodo orogénico Antler. Las subsecuentes acciones de elevación posteriores al empuje y abovedamiento al -- igual que las fallas de angulos altos y la erosión condujeron -- al desarrollo de la ventana Lynn.

Composición de las numerosas rocas (Formación Montañosa Roberts).

En la montaña tuscarora incluyendo el area que comprende la ---

ventana Lynn, las rocas frescas no alteradas de la formación montañosa silurica Roberts son principalmente de color gris -- oscuro, de lecho delgado silicoso. Piedra caliza, dolomática, y arcillosa probablemente la mejor sección expuesta de la ---- (F.M.R.) están en el cañon Maggie Creek localizado alrededor - de 7 millas al sureste de la Mina Carlin.

Estas rocas contienen mineralogicamente 50 - 70% de calcita, 8 - 17% de dolomita, 14 - 25% de cuarzo, 5 - 11% de illita, y cantidades menores de caolin, montmorillonita y feldespato potásico, pirita, zircón, rutilo y materiales carboníferos.

En muchas areas estas piedras calizas tiene un aspecto de arcilla esquistosas y muestran un tono gris claro, y tostado -- junto con superficies disyuntadas. La apariencia erosionada se debe a la oxidación de la pirita y materiales carboníferos removidos de carbonatos, y formaciones locales de oxido de --- hierro (ver Tabla I).

Los materiales carboníferos son aparentemente comunes en la - formación montañosa Robert. Treinta y cinco muestras de ro-- cas frescas no alteradas de numerosas areas en la parte cen-- tral - norte y noroeste de Nevada, todas ellas conteniendo su suficiente carbón orgánico que son de influencia significativa sobre los depósitos de oro: 0.13 a 0.95% en peso con un pro-- medio de aproximadamente 0.45% en peso aún en zonas esquistos-- sas donde parte de los materiales carboníferos han sido des-- truidos por medio de la oxidación, algo de carbón orgánico es tá aún presente. El análisis de 22 muestras de este tipo de - rocas recolectadas en el cañon Maggie, (la parte norte de la - ventana Lynn y otras muchas localidades) muestran 0.08 -- 0.50% en peso de carbón orgánico.

T A B L A III- 1

ANALISIS QUIMICOS DE CALIZAS NO MINERALIZADAS EN
LA FMR, EUREKA COUNTY, NEVADA

Elemento	Tipo		Esquistos
	Fresco	Inalterado	Erocionados
SiO ₂	19.1		30.1
Al ₂ O ₃	1.3		3.7
Fe ₂ O ₃	0.29		0.85
FeO	0.10		0.14
MgO	1.7		4.3
CaO	42.0		29.5
MnO	0.00		0.00
Na ₂ O	0.02		0.02
Fe ₂ O	0.20		1.2
TiO ₂	0.08		0.23
P ₂ O ₅	0.00		0.00
H ₂ O ⁻	0.97		0.22
H ₂ O ⁺	0.75		0.78
CO ₂	33.6		28.3
S ⁻	0.15		0.06
C (orgánico)	0.40		0.21
Total	99.8		99.6

Formación Popovich Devoniana: Litológicamente está formada -- por lechos delgados esquistosos y piedras calizas de color -- gris a gris oscuro.

Mullen (1969) describió la parte baja, como piedras calizas -- laminadas delgadas e indicó que los lechos hacia arriba se -- vuelven progresivamente más fosilizados y de lechos más espe- sos conteniendo más fragmentos angulares de piedras calizas, -- y contienen zonas abundantes de cuarzo arenoso.

Haussen (1967) caracterizó la formación inalterable Popovich -- como de grano fino a piedra caliza mediana dolomítica de gra- nos similares en composición a la formación Montañosa Roberts, pero con menos arena y barro. Pequeñas cantidades de material carboníferos y pirita están distribuidos en las planicies, y -- tienen un color gris oscuro.

Un análisis químico de una muestra (Ver tabla 2), muestra que la mineralogía de formación fresca e inalterada Popovich -- es similar a la de Robert. Cerca de la Mina Carlin las rocas -- están compuestas de 30 a 45% de calcita, 15 a 30% de dolomita -- 10 a 20% de arcilla (principalmente illita con Caolin) 15 a -- 20% de cuarzo y cantidades menores de pirita, feldespato --- potásico y zircón, rutilo, titanita y material carbonífero -- y puede ser clasificado como silicoso arcilloso, y piedra ca- liza dolomítica. La roca "fresca" de carbonatos en la era --- devoniana muy próxima a la Mina Carlin pudieron ser alteradas -- por soluciones hidrotermales resultando en algunas remociones -- de carbonatos e introducciones de sílice.

Las rocas en la formación Devoniana expuestas en la ventana -- Lynn norte y oeste de la Mina Carlin contienen grandes cantidades

T A B L A III - 2

ANALISIS QUIMICOS DE CALIZA DE LA FORMACION POPOVICH Y
CALIZAS Y ESQUISTOS DE LA FORMACION VININI, NEVADA

Elemento	Form. Popovich		F. Vinini Silicosas Calizas	F. Vinini Dolomitic Esquistos	F. Vinini Silicosas Esquistos
	Silicosas Arcillosas Dolomitic	F. Vinini Calizas			
SiO ₂	28.1	10.4	42.1	51.3	71.7
Al ₂ O ₃	5.6	0.19	1.9	13.0	14.7
Fe ₂ O ₃	1.5	0.29	1.8	1.7	2.3
FeO	0.14	0.10	0.14	3.3	0.16
MgO	5.8	0.53	0.71	4.3	0.82
CaO	26.7	47.9	27.9	7.5	1.2
MnO	0.00	0.02	0.03	0.07	0.00
Na ₂ O	0.03	0.04	0.81	0.24	0.65
K ₂ O	2.1	0.15	0.51	3.0	3.5
TiO ₂	0.27	0.04	0.13	0.56	0.66
P ₂ O ₅	0.00	0.02	0.28	0.04	0.13
H ₂ O ⁻	0.29	0.06	0.22	0.96	1.1
H ₂ O ⁺	1.3	0.73	1.0	2.6	2.9
CO ₂ ⁶⁻	26.2	38.6	22.2	11.0	0.09
S ⁼²⁻	0.60	0.00	0.02	0.09	0.00
C (orgánico)	0.65	0.60	0.44	0.30	0.22
Total	99.5	99.7	100.2	100.0	100.1

de carbonatos, pequeñas cantidades de arcilla y en general -- menos cuarzo detritico. Los resultados preliminares indican -- que en la parte norte de Lynn estas rocas son de piedra cali-- za conteniendo de 70 -- 90% de calcita, 5 a 10% combinado con arcilla y cuarzo y menos de 5% de dolomita. El contenido de -- carbón orgánico en las rocas carboníferas inalteradas Devonia-- na en la parte central Lynn cerca de la Mina Carlin en parti-- cular varían desde cerca de 0.25 a 90% en peso. En la parte -- norte de la Ventana incluyendo el area cerca de la Mina Blue Star el contenido de carbón orgánico varía de aproximadamente 0.15 a 1.1% en peso.

Como en la formación Roberts, el carbón orgánico es un compuesto que aparece en todos lados.

Formación Ordoviciana Vinini: La formación Vinini que forma la mayoría de la planicie alta de la Montaña Robert se levanta -- sobre grandes areas al norte de Nevada se caracteriza por una variedad de tipos de rocas, muchas de las cuales son distinti-- vamente de lecho fino y silicoso.

Tipos generales de rocas en el area de la Mina Carlin con color del bronceado al negro y roca de dolomita de color gris oscuro, rocas silicosas del gris al café conteniendo menores de material carbonífero. La cantidad de material detallado estratigráfico y litológico sobre la formación Vinini es muy limitada, cambios litológicos abruptos ambos horizontales y verticales en sección sobre cortas distancias, además de talus detriticos esparcidos y sistemáticos que están cubiertos de arena y tierra y que hacen difícil este estudio.

En la tabla 2 se dan análisis químicos de estas dos variedades de rocas.

Las unidades de piedra caliza en la formación Vinini generalmente contienen pequeñas cantidades de dolomita y barro y considerablemente menos cuarzo detritico que en las rocas frescas de carbonatos de formación Popovich y Roberts.

Además de illita y caolin, la piedra de la parte alta contienen monmorillonita y cloratos.

Fuera de las areas mineralizadas en la parte alta las piedras calizas contienen de 10 a 15% de cuarzo.

En lechos correspondientes cerca de la mina Carlin que parecen físicamente frescos e inalterados, el contenido de cuarzo se incrementa alrededor del 40% en peso. Aunque poco, algo de oro es depositado en los lechos de la formación Vinini alrededor de la Mina Carlin, la aparente disminución en el contenido de carbonatos (calcita y el aumento correspondiente en el contenido de sílice y otros elementos, incluyendo ciertos metales sugiere que la solución hidrotermal alcanzó el lecho superior durante la mineralización.

Unidades de piedra caliza en la formación Vinini generalmente contienen 0.2 a 0.6% de carbón orgánico. En algunos de estos lechos en la montaña Tuscarora el contenido de carbón orgánico excede en 1.0% en peso.

Dos tipos de rocas de esquistos silicalcareas entre los lechos, forman la mayoría de la formación Vinini. Análisis químicos de las dos variedades de rocas de esquistos se incluyen en la Tabla 2. El primer tipo es descrito como un esquito que va dolomítico a calcareo.

De 40 a 60% de barros (predominantemente illita con cantidades menores de caolin y montmorillonita), 15 a 25% de cuarzo,

10 a 20% de dolomita, 1 a 10% de calcita, de 0.3 a 1.2% de -- carbón orgánico.

El segundo tipo referido como esquisto silicoso es duro, denso y de lechos delgados. Estas rocas contienen casi enteramente illita y cuarzo y aproximadamente iguales cantidades de caolin y montmorolinita están presentes en pequeñas cantidades. El contenido de carbono orgánico varía de 0.08 a 0.3% - en peso.

Depósitos de oro en Carlin: Las soluciones que introdujeron el oro en la Mina Carlin disolvieron grandes cantidades de -- carbonatos e introdujeron sílice, pequeñas cantidades de pirita y otros minerales de sulfuros.

Menores pero significativas cantidades de barita, cantidades menores de cinabrio, rejalgar, galena, esfalerita, y estibnita y cantidades menores de sales de sulfato (mineral) fueron --- también precipitadas de solución. Estos minerales están dispersados a través de las numerosas rocas alteradas mineralizadas e hidrotermales; y están localmente concentradas en venas de barita en áreas cercanas de la mineralización en Carlin.

La transportación del oro en Carlin pudo haber ocurrido en -- condición similar a la descrita por Helgeson y Garrels (1968). Ellos mostraron por cálculos extensivos de equilibrio termo--químico que el oro en venas hidrotermales y depósito del tipo de menas metálicas puede ser transportado en soluciones ácidas como complejo de cloruro junto con sílice y pirita y precipitado a temperatura arriba de 175^oC. El oro, la pirita y el -- cuarzo son precipitados a la vez con temperatura decreciente. Sin embargo un incremento isotérmico en pH y/o una disminución en el estado de oxidación del sistema da por resultado la precipi-

tación de oro y pirita sin cuarzo.

Consideraciones termodinámicas sugieren que en soluciones hidrotermales en general el oro es transportado como un complejo de cloruro de oro.

Argumentos convincentes de la transportación aurífera y los depósitos de soluciones ácidas presentados en estos dos trabajos -- son compatibles con el hecho de que los minerales de sulfuros -- y materiales orgánicos no fueron destruidos durante la mineralización ya que la relación de complejo aurífero y aurífero de -- cloruro en estas soluciones hidrotermales es probablemente muy pequeña. El complejo aurífero sería esencialmente de poca importancia en los depósitos de oro. La evidencia experimental también indica que aun en soluciones conteniendo $AuCl_4$ puede interactuar con compuesto orgánico conteniendo grupos funcionales como sulfuro tales como tiourea, ácido tiofático o tioéter para producir compuesto aurífero orgánico.

Clake y Kelly (1964) argumentaron que el complejo de cloruro -- aurífero puede ser un importante espécimen de transporte bajo --- ciertas condiciones oxidantes. No obstante que su modelo no -- corresponde al medio ambiente en Carlin de tipo hidrotermal puede ser aplicado a condiciones de oxidación posterior en el cual el material carbonífero y los sulfuros fueron destruidos.

A pesar de que cantidades menores de bario están presentes en -- las frescas inalteradas rocas carboníferas de la formación montañosa Roberts, una cantidad significativa de bario como bari--- ta fué también introducida en las áreas de mineralización de -- oro. El contenido de Bario en las rocas carboníferas inalteradas varía de 0.007 a mayor 0.07% en peso. Akrigt, Radke y --- Grimes reportaron una variación total en el contenido de bario

en las rocas frescas de 0.01 a 0.1% y un promedio de 0.03% en peso, comparado esto con un promedio de 0.9% en peso de bario en muestras mineralizadas.

Esto representa un incremento aproximado de 30 veces en la -- mineralización, si se compara con las rocas no mineralizadas. Ellos también indicaron que los contenidos de bario y oro parecen correlacionarse estrechamente en las zonas no carboní-- feras de los cuerpos principales y en la parte oeste de la -- Mina Carlin.

Venas de barita hasta de 15" de ancho y llenas de fracturas - están presentes ya sea dentro o próximas a las zonas que contienen oro.

En la mayoría de los lugares cualquier mineral de sulfuro o - sulfosales depositado con barita ha sido destruido por medio de la oxidación.

En un reciente estudio mineralógico hecho en la Mina Carlin, la barita fué el único mineral de bario identificado, cualquier mecanismo para la transportación y depósito de oro de be ser compatible con la presencia de barita hidrotermal.

Los cálculos preliminares indican que las soluciones del -- ácido clórico a temperaturas del orden de 175^oC son capaces de llevar suficiente sulfato de bario en solución para contrarrestar el enriquecimiento de barita en las rocas minera lizadas y en las venas de baritas. Existen cuatro factores de importancia primaria en el control de depósitos o precipitación del oro a partir de soluciones hidrotermales para formar depósitos del tipo diseminado de oro, estos son:

(1) presencia y abundancia de material carbonífero en las - multitudes de rocas (2) temperatura de la solución; (3) pH de la solución; y (4) estado de oxidación del sistema.

En el depósito de Carlin la presencia por doquiera de cantidades importantes de material carbonífero en la formación montañosa Roberts ejercen una gran influencia en el depósito de oro.

A pesar de que la estabilidad del complejo de cloruro aurífero en soluciones ácido hidrotermal es controlada por la remoción de esta solución en lechos carboníferos y las reacciones químicas serían virtualmente independiente del pH y la temperatura. Como la solución hidrotermal que contiene oro viene en contacto con material orgánico, ligaduras como N, S, u O --- fácilmente desplazaría el cloro y formarían un quelato estable.

Los cuerpos de minerales en el depósito Carlin son del tipo que se pueden reemplazar caracterizado por la disolución de grandes cantidades de carbonatos a pesar de que la solución responsable de la mineralización eran ácidas y una remoción general de carbonatos acompañaba la mineralización, muchos lechos debajo de la zona de oxidación mostraron una remoción preferencial probablemente refleja varios factores complejos y desconocidos incluyendo la proporción de reacción así como condiciones de equilibrio.

Además de la fuerte influencia del material carbonífero es -- difícil determinar que tan variable fue la influencia dominante o factor controlante en la precipitación de oro en rocas -- carboníferas en Carlin.

La influencia del material carbonífero en los depósitos de oro puede ser apreciado en la figura 1 la información graficada en la figura 1 fué obtenida de la siguiente manera: para una muestra en particular el % de carbón orgánico fué determinado, el

contenido total de oro fué determinado por medio del método - por via seca. La muestra fué tratada con cianuro y la cantidad de oro extraído fué determinado por absorción atómica.

El oro que no fué extraído por cianuración se asumió que estaba asociado al material carbonífero ya sea por adsorción o que lación. Una gráfica fué hecha de por ciento en peso de carbón orgánico contra la relación de oro asociada a materias orgánicas al total de oro. Las informaciones muestran que cuando el contenido total de carbón orgánico está encima de 0.3% en peso, una cantidad significativa de oro está asociada con material orgánico, además de una solución acida que contiene oro moviéndose a través de numerosas rocas.

La mayoría del oro (95) sería removido por rocas conteniendo más de 0.4% en peso de carbón orgánico, una cantidad significativa del oro (70 - 95%) sería quitado por rocas conteniendo 0.15 a 0.4% en peso de carbón orgánico y cantidades amplias, variables de oro (5 a 80%) son quitadas por rocas conteniendo menos de 0.15% de carbón orgánico.

Un experimento fué llevado a cabo con el objeto de poder determinar la cantidad máxima de oro que podría ser quitada de la solución por rocas carboníferas conteniendo 0.3% en peso de carbón orgánico en el cual la muestra del mineral carbonífero fué agitada en una solución de cianuro de oro. Los resultados mostraron que el contenido de oro en el mineral se incrementaba desde 0.23 a 12.5 onzas de oro por tonelada.

Este último valor excede por mucho el contenido máximo de oro de cualquier mineral carbonífero en el depósito Carlin. Por lo tanto es extremadamente dudoso si un "límite de saturación" con respecto al oro fué alcanzado alguna vez en los lechos ---

carboníferos durante la depositación hidrotermal del mineral. Hasta la fecha los estudios en la Mina Carlin y en las numerosas rocas carboníferas indican que en muchos lechos conteniendo más de 0.02 a .25% en peso de carbón orgánico existe una correlación entre el contenido de cuarzo y oro hidrotermal.

Esto se hace más aparente en lechos conteniendo progresivamente pequeñas cantidades de carbón orgánico, y sugiere que una disminución en la temperatura estaba incluida en el proceso de precipitación de estos lechos. De manera contraria, cuando el contenido de carbón orgánico era mayor de 0.3 a .35% en peso, el contenido de oro muestra solamente una débil correlación con cuarzo hidrotermal y pequeñas relaciones aparentes con el contenido de pirita hidrotermal.

Los autores concluyen en que el oro, pirita y el cuarzo fueron depositados en proporciones fijas, quizá simultáneamente en lechos conteniendo solo pequeñas cantidades de carbón orgánico; además una simple y sencilla serie de mecanismos relacionados fué responsable del depósito de estas fases que tenían bajo contenido de carbón orgánico.

En lechos conteniendo más de 0.2% en peso de carbón orgánico sin embargo, la presencia de varios tipos de material carbonífero se hace de influencia dominante por lo menos en la remoción de la solución hidrotermal.

Subsecuente al depósito de la mina, las rocas con una profundidad de varios cientos de pies debajo de la superficie han sido fuertemente oxidadas.

El efecto de la oxidación y la alteración secundaria ha sido para encontrar la naturaleza química y mineralógica de la mineralización hidrotermal primaria. La mayoría de los materiales carboníferos fueron destruidos, los sulfitos hidrotermales y minerales remanentes de sulfito singenético fueron oxidados, materiales secundarios de arcilla fueron tratados localmente y la mayoría de los minerales de carbonatos incluyendo dolomita que sobrevivieron a la mineralización hidrotermal primaria fueron removidos. El color tostado al gris oscuro de los minerales oxidados que se encuentran a poca profundidad, muestran una tendencia a oscurecerse con el incremento de su profundidad. Los lechos a varios cientos de pies debajo de la Mina Carlin son por lo general gris a oscuro.

Naturaleza del Material: El término de (Mineral Carbonífero) es definido por los autores como un mineral refractario con - teniendo carbón orgánico capaz de interactuar con complejos aurícos de cianuro, por lo tanto haciendo que el mineral no se pueda beneficiar por un tratamiento de cianuración.

Generalmente la mena contiene 0.25 a 0.8% en peso de carbón orgánico. La mayoría de ese carbón orgánico tiene propiedades similares a una sustancia "conocida" como ácido húmico. La estructura química exacta del ácido húmico no está todavía definida y según los autores esta sustancia contiene -- grupos funcionales capaces de funcionar como ligando, y hasta como complejos aurícos. El contenido total de carbón -- (carbón orgánico más carbón, carbonatos generalmente varía desde 2 al 7%).

No obstante la mayoría de la mena oxidada a poca profundidad en la Mina Carlin está clasificada como no carbonífera. Contiene algo de carbón orgánico. El rango total en contenido de carbón orgánico en muestra de este tipo varía de 0.06 a -- 0.25% en peso, con un promedio aproximado de 0.20% en peso. Por lo tanto el carbón orgánico que permanece en estas menas poco profundas es un carbón activado que ha sido no activo a través de la oxidación.

En cuanto a este tema se refiere, carbón activado es un tipo de carbón de grano fino, amorfo el cual absorbe complejos --- estables de oro y puede bajo ciertas condiciones precipitar el oro metálico de soluciones de cloruro aurico. Hasta la fecha nada de ácido húmico ha sido encontrado en ninguna muestra del mineral oxidado.

Por lo tanto nada de ácido húmico u otro ácido orgánico similar al ácido húmico, originalmente presente en la roca podría lentamente descomponerse bajo condiciones de oxidación. El mineral carbonífero de oro en la Mina Carlin contiene dos ---- clases distintas de compuesto de carbón más material de carbón no activado. El primer tipo es una mezcla de hidrocarburos de alto peso molecular que cubre la superficie de los componentes de carbón activado. El segundo tipo es un ácido --- orgánico semejante al ácido húmico conteniendo grupos funcionales capaces de reaccionar con complejos de oro tales como - el $AuCl_2$. Poco se sabe del peso molecular exacto y la estructura de los hidrocarburos.

El tratamiento de mineral carbonífero con solventes orgánicos acetona, benceno y cloroformo extrae los hidrocarburos de alto peso molecular. Aproximadamente 0.012 g de hidrocarburo -

fué obtenido de 100 g de muestra de mineral carbonífero del cuerpo este de la mina. La remoción de hidrocarburos de la mina da por resultado menos oro extraído cuando el mineral es tratado por técnica convencional de cianuración.

Esto sugiere que los hidrocarburos fueron adsorbidos por el material de carbón activado. La remoción de hidrocarburo hace que el carbón activado actúe como un material más eficiente en adsorber el complejo de cianuro aurico.

Acido orgánico en el mineral carbonífero fué extraído por calentamiento de la mena en una solución de NaOH IN. La pulpa se filtraba y el filtrado se acidifica con HCl. Después de la acidificación un precipitado gelatinoso se formaba, consistiendo de SiO_2 y un óxido de aluminio y 0.13 a 0.15% de carbón. Un espectro infrarrojo del precipitado se parece al espectro de la leonardita.

El precipitado fué removido por filtración y el filtrado resultante extraído con cloroformo. La extracción con cloroformo se secó con CaCl_2 anhidro y se evaporó hasta la sequedad dando un residuo de acido orgánico.

Se debe enfatizar que el aprovechamiento de material de la mena no es cuantitativamente probable. La cantidad de material húmico aprovechado de 100 g de mineral carbonífero por la técnica de extracción descrita fué aproximadamente 5 miligramos por lo tanto cuando el mineral carbonífero fué tratado anterior a la cianuración, el oro extraído se incrementó fuertemente, tanto como un 80% del total de oro tomado dentro de la solución.

El acido orgánico es similar al acido húmico obtenido de la

Leonardita, una forma parcialmente oxidada de lignita, comunemente encontrada en North Dakota. El espectro infrarrojo de acido orgánico de mina de oro carbonífera en Carlin. Se compara con el acido humico extraido de la Leonardita.

El peso molecular de un grupo de acido en el compuesto es --- para acido orgánico extraido de la Mina Carlin. El acido orgánico contiene nitrogeno y grupos sulfuros. La funcionabilidad exacta de estos grupos y la estructura de los compuestos orgánicos de oro están actualmente bajo estudio.

Efecto del acido húmico sobre la solución que contiene oro: para determinar la influencia del material humico en calizas carboníferas en solución que contiene oro, una serie de experimentos controlados fueron llevados a cabo.

No obstante que estos incluyen extracción de oro ellos proveen una información de la relación química y física entre los complejos de oro y el material humico encontrado en mina carbonífera. Como un primer paso, muestras de mineral oxidado del cuerpo de la mina conteniendo 0.25 onzas de oro por tonelada fueron tratadas por el método convencional de cianuración. El oro recuperado fué de 95%. En condiciones simuladas anterior a la oxidación. El acido humico se mezclaba con este mineral oxidado. El acido humico usado en estos experimentos era parte de Leonardita que se mencionó previamente, porque grandes cantidades del acido impurificado de esta fuente estuvo disponible rapidamente.

Cuando 5 g de acido humico se le añadió a 100 g de mineral oxidado anterior a una cianuración convencional, la extracción de oro se redujo desde 95 a 21%. En un segundo experimento - 5 g de acido humico se le añadió 25 ml de solución conteniendo

0.032 g de complejo de cianuro aurico; la solución fué agitada por una hora y el acido humico absorbió 84% del oro. Oro coloidal no fué observado. Estos resultados son similares a aquellos obtenidos cuando el mineral carbonifero de la Mina - Carlin fué tratado por cianuración. Un ejemplo típico sería un mineral conteniendo 0.23 onzas por tonelada y 0.35% de carbón orgánico, del cual la recuperación de oro fué solo 25 al 29%.

Los resultados de estos experimentos muestran que el acido -- humico cuando se le añade a mineral no carbonifero oxidado, - causa comportamiento químico idéntico a aquel mostrado por el mineral de tipo carbonifero. Esto también ilustra el papel - que el acido humico desempeña en yacimientos de oro. Las - relaciones químicas entre el oro y el material orgánico: Para investigar la causa de que numerosas rocas y mineral de oro - no oxidado en la Mina Carlin contienen un componente de car-- bón activado y un acido orgánico, varios laboratorios hicie-- ron experimentos para determinar las relaciones químicas entre el oro y cada tipo de material orgánico. En las técnicas me-- talurgicas para extraer oro de menas carboníferas, se han usa-- do agentes humectantes tales como keroseno. El caracter --- adsorbido de la mena por el recubrimiento de la superficie del componente de carbón activado, en el caso de la mena Carlin, - estas técnicas tuvieron muy poco efecto en el incremento de la extracción de oro.

Material resinoso tal como resina fuertemente intercambiadora de iones IRA-425 ha sido también usada compitiendo con carbón- activado para el complejo de cianuro aurico con el mineral -- carbonifero en Carlin, la cianuración en presencia de resina-

incrementa la extracción de oro hasta un máximo de solo 55% - y el porcentaje extraído varía estrechamente por muestra.

Estos experimentos muestran que (1) El mineral carbonífero con tiene un componente de carbón activado el cual absorbe complejo de cianuro aurico. (2) Estos mismos minerales contienen un componente de oro orgánico, el cual no es atacado por el cianuro. (3) Las cantidades y las relaciones de estos tipos de -- materiales orgánicos varían estrechamente y (4) La fijación de oro en el material carbonífero parece ser química más que física. Este último punto está comprobado por el hecho de que la --- extracción del oro se incrementa siguiendo el tratamiento de la mena con NaOH o CaO.

No obstante que el carbón activado es de menor importancia en la extracción metalúrgica de oro de estos minerales, tuvo una influencia significativa en el depósito de oro por la adsorción de complejos de soluciones hidrotermales. En la mayoría de las menas carboníferas, por lo tanto una cantidad sustancial de oro, probablemente más del 50% del total es asociado con el ácido orgánico, mucho menos del 50% es asociado con carbón activado-- sólo pequeñas cantidades ocurre en el estado metálico físicamente y espacialmente separado del material carbonífero.

Si el oro en la Mina Carlin estuviera depositado bajo condiciones de reducción de una solución hidrotermal de pH bajo similares las descritas por Helgeson y Garrel (1968) para venas de - cuarzo aurífero, luego una solución con propiedades oxidantes-- podría ser capaz de quitar el oro del mineral carbonífero. Los experimentos para probar esta hipótesis fueron llevados a cabo con el siguiente resultado, cuando el mineral carbonífero fué-

tratado con ozono (O_3) a un pH=1 en la presencia de exceso de ion cloruro, 95% de oro fué extraído. El tratamiento del mineral carbonífero con ozono a un pH=1 con la cianuración subsecuente da una extracción de oro otra vez de 95%, en un rango de pH de 2 a 5.5 resultados similares fueron obtenidos, para valores altos de pH, no obstante el tiempo de reacción fué considerablemente más largo.

Evidencias físicas del vínculo químico del oro es mostrada por la escasez de granos de oro metálico de alto grado en el mineral carbonífero.

Hausen en 1967 relacionó el mineral carbonífero barrenado de la extensión este del cuerpo de la mina siendo examinado microscópicamente y no muestra virtualmente oro libre; este hecho fué de nuevo señalado por Hausen y Kerr (1968) "partículas individuales de oro no han sido observadas dentro del material orgánico. También se han observado muy pequeñas cantidades de oro asociadas con aluviones dolomíticos donde el contenido orgánico no es alto; aquí el oro está asociado con barro y cuarzo.

Numerosas secciones de granos pulidos fueron preparados de ambos minerales carboníferos y no carboníferos de alto grado (0.80 a 1.5 onzas de oro por tonelada), siguiendo los métodos descritos por Taylor y Radtke no obstante el tamaño de partícula del oro metálico era extremadamente pequeña en ambos tipos y el grano ampliamente disperso para grados comparables del mineral. El mineral no carbonífero tenía aproximadamente cinco veces más partículas visibles de oro metálico por unidad de área que los minerales carboníferos. Las evidencias para concluir que el oro en el mineral carbonífero es principalmente limitado quími-

camente a moléculas de tipo ácido húmico, fueron obtenidas de los siguientes experimentos; el mineral carbonífero fué molido a menos 65 mallas, se colocó en celdas electrolíticas conteniendo 10% de solución de cloruro de sodio, después de 30 minutos de electrolisis a un pH=10, la pulpa fué removida por filtración. El filtrado resultante contenía 80% del total de oro originalmente presente en el mineral. Bajo idénticas condiciones usando mineral no carbonífero oxidado de un contenido de oro comparable, la extracción de oro fué solo 8% en comparación con el 80% en el tipo carbonífero.

El oro en el mineral no carbonífero oxidado, se sabe que puede estar en el estado metálico. El bajo porcentaje de extracción de este tipo de mineral bajo condiciones experimentales como se describen arriba, simplemente refleja la muy limitada solubilidad del oro metálico en los sistemas cloruros a pH -- altos. Debido a que la mayoría del oro en el mineral carbonífero va dentro de la solución no puede estar presente en el estado metálico (Au^0) y puede estar presente en el estado Au (1) de valencia químicamente limitada al material de ácido -- húmico.

La estructura exacta de los compuestos orgánicos de oro no es conocida en cuanto a su estructura química, hay una atractiva posibilidad de que sea un quelato. Los ligandos usuales encontrados en el quelato contienen sulfuro y/o nitrógeno y/o oxígeno. Numerosos compuestos de quelatos auríferos son conocidos. Se podría teorizar que es un compuesto en el cual los -- ácidos orgánicos encontrados de Carlin proveen los ligandos -- necesarios para la formación de quelato.

CONCLUSION:

La importancia del carbón orgánico para controlar los depósitos de oro en la FMR en la Mina Carlin está bien establecida. Las numerosas rocas de los minerales contiene un componente de carbón activado capaz de absorber complejos de oro, así --- como mezcla de hidrocarburos de alto peso molecular, los cuales comunmente cubren las particulas de carbón activado y un ácido orgánico conteniendo grupos funcionales capaces de interactuar con complejos auríferos para formar compuesto orgánico de oro, incluyendo la exacta funcionabilidad de los grupos de nitrógeno, sulfuros y oxigenos.

Las cantidades relativas y tipos de material carbonífero son de importancia fundamental en determinar el estado químico y la cantidad de oro depositado en la caliza carbonífera por soluciones hidrotermales.

Oxidaciones subsecuentes los componentes orgánicos de los compuestos orgánicos de oro encabeza la formación de oro metálico.

Debido a que pocos depósitos diseminados de oro han sido descubiertos, poco se sabe acerca de la cantidad de oro que estos tipos de depósitos puedan contener.

El depósito en Carlin y la Mina Cortez contienen más de 1 millón de onzas de oro y la Mina Getchell ha extraído medio millón de onzas. En los Estados Unidos de 1936 - 1969 estos depósitos solo produjeron una pequeña fracción de menos del 3% de la producción de los Estados Unidos en ese periodo. No obstante en 1969 la Mina Carlin y Cortez produjeron alrededor del 22% de la producción de este país, lo cual evidencia el -

futuro importante que tienen estos tipos de yacimientos diseminados de oro carbonífero.

CAPITULO IV

PROCESAMIENTO

El problema del procesamiento de minerales carboníferos se ha enfocado de diferentes maneras dependiendo del país que lo trate.

En este trabajo se va a analizar las soluciones que países como Canadá, la Unión Soviética, y Estados Unidos han dado a este problema.

Canadá: Por muchas décadas la incidencia de un mineral altamente activo como grafito, ha plagado la mina de McIntyre. Este mineral actúa como un precipitante del complejo de oro con lo cual el oro es subsecuentemente descargado con las colas.

Muchos métodos diferentes han sido ideados por varios investigadores todos los cuales prueban ser inaplicables para el problema McIntyre.

Recientemente, el personal de McIntyre a través de sus propios investigadores desarrolló un diagrama de flujo. Este circuito debería dar una recuperación extrema de 86%, la cual está por debajo del 94% experimentado en la planta en el presente. Por lo tanto menos rentable sería el tratamiento de estos minerales. -- Por otra parte existe la posibilidad de un método de minería más eficiente en algunos de estos minerales y por lo tanto permitiendo una recuperación más económica.

Introducción: En la planta de McIntyre se ha laborado con dos objetivos.

1) Proponer un método para la recuperación de oro de un yacimiento de tamaño razonable en la mina de McIntyre en Schumaker.

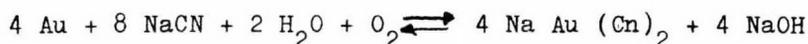
2) Sintetizar y presentar los métodos sugeridos para resolver un muy viejo, pero real problema de extracción minera, familiar a la industria desde hace tanto como la cianuración misma. El proceso de cianuración ha sido conocido por más de 100 años. Obviamente - ha demostrado ser muy eficaz y útil. También ha demostrado ser - muy complicado de simplificar, describir y controlar. En el momento en que un operador tiene la impresión de que todo funciona perfectamente, algo ocurre que obstaculiza el análisis de materia sin mineral y se ve obligado a comenzar su trabajo de nuevo.

Un problema que ha persistido tanto tiempo ha sido la presencia - de minerales carboníferos. El término carbonífero ha sido utilizado demasiado libremente en referencia a aquellos minerales que-- contienen un material negro similar al grafito que causa la precipitación de los complejos auricianuricos. Este material es muy - semejante a un carbón activado. Se han inventado muchos y diversos métodos para contrarrestar este problema, entre los cuales podemos mencionar revestimientos con hidrocarburos, flotación con - depresión, oxidación, cocimiento, y el método propuesto en ----- McIntyre que consiste en remover carbonos nocivos previamente al proceso común de flotación de sulfuro.

La mina McIntyre en Schumacker ha lidiado con esos problemas de - minerales carboníferos durante al menos 50 años. Las medidas toma das hasta ahora han sido evitar el uso de minerales activos. La cantidad de mineral abandonado, la ocurrencia de una gran cantidad de mineral habilitado a métodos económicos de beneficio y el decreciente ritmo de alimentación a la beneficiadora en la actualidad han acelerado un renovado vigor en solucionar el problema - al menos al punto de poder conducir una operación de "rescat

Esta literatura de Canadá describirá en forma detallada a trabajos hechos por otros en forma independiente ó en colaboración con McIntyre y los trabajos más recientes terminados por McIntyre que dan por resultado recuperaciones del 86% y la proposición de un esquema de flujo.

El Problema: Casi todos los trabajadores de una beneficiadora, jóvenes o viejos están familiarizados con la formula generalmente aceptada de Elmer que



Siendo esta una ecuación muy simple el efecto de las múltiples reacciones acomplejantes colaterales causan una serie de problemas sin fin.

Normalmente una vez que se ha formado el aurocianuro sódico permanece en solución. En el proceso normal de cianuración se agrega polvo de Zn para precipitar el oro. Luego este precipitado es refinado por fusión. La presencia de minerales carboníferos pre-interrumpe la acción de los polvos de Zn.

La presencia de carbón activado servía perfectamente como precipitante de oro. Es más, se han presentado un gran número de trabajos utilizando este hecho. Sin embargo, todos estos procesos utilizan carbón activado puro. Este material es diferente a los fragmentos grafiticos ó carboníferos activos, presente inherentes con el mineral. Así mismo se está utilizando el carbón -- después de la disolución del oro mientras la presencia del material carbonífero causal disolución y precipitación simultánea del oro. Esto crea entonces un problema en el circuito prototipo de cianuración que deshecha la pulpa después de la disolución y posteriormente trata la solución impregnada. Con la presencia del material carbonoso el oro es precipitado y deshechado con la ---

pulpa como producto residual. La Tabla IV - 1 nos da los análisis diarios a través del circuito antes, durante y después de -- una inyección de 40 toneladas de mineral activo, introducido en el circuito. Los análisis son de la pulpa y normalmente decrecen conforme se progresa a través del circuito como se ilustra -- en la primera curva de la Gráfica IV - 1. Una vez que el material activo entra al circuito los análisis pueden aumentar tal -- como se muestra en las otras curvas hasta que el precipitante ha salido del circuito.

Muchas personas muy capaces han estudiado este problema y han -- llegado a diversas soluciones totales y parciales. Como es usual, en los procesos de beneficio de minerales, casi todos los minerales por separado tienen su propio problema característico y por -- ende sus propias soluciones características.

T A B L A IV - 1

EFEECTO DE MINERALES CARBONIFEROS PRESENTES EN EL CIRCUITO
DE CIANURACION EN MCINTYRE

CIRCUITO

Fecha	Ensayo A	Puntos B	de Comienzo C	de Circuito a D	Colas E	Finales
-------	-------------	-------------	------------------	--------------------	------------	---------

Con material no carbonífero

1969

Oct.	15	0.635	0.143	0.134	0.036	0.016
	16	0.812	0.190	0.171	0.085	0.014
	17	-	-	-	-	0.032
	18	-	-	-	-	0.016
	19	0.263	0.274	0.213	0.032	0.029
	20	0.591	0.454	0.127	0.046	0.013
	21	0.554	0.185	0.089	0.045	0.022

Con material carbonífero

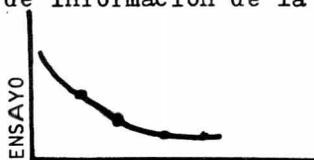
1969

Nov.	23	0.593	0.594	0.793	0.236	0.085
	24	0.730	0.952	0.558	0.193	0.092
	25	0.588	2.760	0.821	0.373	0.174
	26	0.317	75.0	1.26	0.440	0.246
	27	0.143	0.853	0.743	0.327	0.230
	28	-	-	-	-	0.091
	29	-	-	-	-	0.075
	30	0.263	0.339	0.210	0.171	0.142
Dec.	1	0.362	0.202	0.316	0.112	0.060
	2	0.348	1.66	1.340	0.317	0.179
	3	0.304	0.276	0.391	0.574	0.315

GRAFICA IV - 1

Gráficas comparativas de información de la Tabla 1

Normal

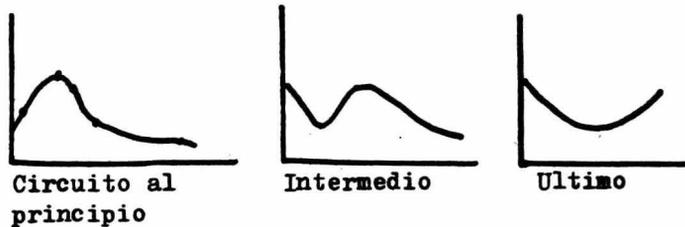


Punto de Prueba = Residencia del tiempo
de cianuración

GRAFICA IV - 1

Gráficas comparativas de información de la Tabla IV - 1 (cont)

Carbonífero



La mina McIntyre tiene muchas intersecciones de mineral carbonífero a través de antiguos trabajos de minería. Hasta la actualidad el proceso que se siguió cuando se encontró una intersección era suspender la extracción en esa area, muestrear la superficie y efectuar una prueba de actividad. Si la prueba de actividad era positiva, es decir que el material era activo o parcialmente activo, el area sería abandonada. Si se demostraba que el area era inactiva y se extraía oro, la búsqueda continuaba con -- frecuentes comprobaciones conforme procedía la extracción. El personal de la mina determinaba si había de hacerse o no una -- prueba simplemente por la apariencia física de la superficie. Si había depósito suficiente del material carbonífero, la secreción superficial aparecería gris o negro y el grafito podía ser fácilmente quitado. Desafortunadamente en algunos casos no se estimó necesaria la prueba y la planta beneficiadora sufrió problemas durante diversos lapsos de tiempo. La Tabla IV-2 muestra los resultados de la prueba de actividad efectuados en muestra de material utilizados en los trabajos de los análisis mencionados en este trabajo. Para efectos de comparación se incluye -- una prueba efectuada en el mineral regular de sulfuros. Es importante notar que todas las muestras tiene diversos grados de actividad, estos deben ser aceptados y no pueden ser controlados.

Se sabe que han sido estimados por encima de 100,000 toneladas de mineral de un grado de aproximadamente 0.3 onzas/ton que se le aplicó el proceso by passed. Este tonelaje existe principalmente en el sistema mayor de vetas. Por lo tanto existen otros yacimientos. Recientemente ha sido reportado un nuevo hallazgo de mineral carbonífero con contenido de oro el cual tiene por encima de 0.3 onzas/ton y aunque indeterminado parece ser suficien--

para extraerlo por el método de veta.

Este método ha probado ser más eficiente y por lo tanto un método minero más barato.

Este último hallazgo es doblemente importante debido a la condición en McIntyre. Ahora, debido a la falta de buenos mineros y a la transportación diaria de grandes distancias, el tonelaje ha disminuido. La extracción por medio de veta en el cuerpo -- del mineral de cobre y la extracción se obtiene antes de lo estimado. De aquí, estas excavaciones pueden ser usados en esta -- sección carbonífera y el tonelaje obtenido puede ser usado para reforzar la producción diaria.

Mucha gente ha tomado el mineral carbonífero, activo e inactivo y lo ha examinado en el microscopio, químicamente y con difracción de rayos x. El patrón de rayos x según determinaciones -- hechas en la Universidad de Queen's muestra una semejanza al -- grafito con algunas líneas del espectro correspondiente al grafito. Sin embargo, algunas líneas son más anchas y difusas --- mientras que otras no existen. Todas las indicaciones muestran una estructura de grafito desordenada con cristales pequeños en un rango entre 20-50A⁰. Varios métodos han sido utilizados para determinar la cantidad de oro encerrado con las partículas -- grafiticas. Dos pruebas dieron resultados idénticos de 4.8% -- mientras que una tercera dió resultados de 4.5%. La mayoría -- del oro está unido a materiales de sulfuro con el resto seguido de materiales de ganga.

El final, y de hecho, factor prevalente en el desarrollo del -- diagrama de flujo es la economía. El tonelaje no es masivo pero es engañoso y por lo tanto no se puede uno desviar del presente diagrama de flujo de cianuración y flotación de los con--

centrados de sulfuro. Esto no hace más que complicar las cosas. Leyendo la literatura uno puede encontrar muchas referencias de problemas de minerales carboníferos. Muchos de los campos productores de oro han tenido experiencia con estos minerales. Estos incluyen los Estados del Suroeste, California Mother Lode, la Costa Africana del Oro, y por supuesto, el Porcupine.

Referencia del Porcupine data desde 1922, cuando Andrés Dorfman presentó su método de tratamiento de minerales a McIntyre. Su método era un pretratamiento de los minerales con Kerosene, --- luego una cianuración siguiendo la práctica usual. El hizo mención de una futura planta de prueba usando este proceso. Este - proceso ha sido denominado "Proceso Dorfman" y se usa en la actualidad en una pequeña escala en la mina Kerr-Addison en ---- Virginiatown. Más recientemente el señor T.G. Chapman sugirió el uso de carbón activado en la etapa de cianuración y la recuperación de carbón por flotación. La recuperación se iba a --- completar con base a dos etapas. También fué sugerido que estos minerales que tenían carbón activado podrían ser tratados de manera similar. Este proceso fué patentado y es conocido como el proceso Chapman.

Una gran cantidad de trabajos han sido realizados por el U.S. - Bureau of Mines. El trabajo realizado por estos investigadores ha sido el uso de oxidantes. Recuperaciones de más de 90% se - han obtenido. Una refinación usando electrolisis para convertir cloruro de sodio en la mezcla para formar el hipoclorito de sodio requerido para la oxidación se obtuvo más de 90% de recuperación. Este proceso ha sido seriamente considerado por la --- Mina Carlin en Nevada.

Soluciones propuestas por McIntyre: Muchas firmas y gente han estado interesadas en el problema que experimento McIntyre.

Su interés se ha derivado del deseo de ser de utilidad aun do al deseo de vender sus productos. Una firma utilizó el sistema de cubrir los concentrados de una masa flotante con aceites de máquinas pesadas. Recuperaciones del orden del 93% fueron reportadas. Esto era muy similar al proceso de Dorfman y mientras que Dorfman sugirió el uso de Keroseno, esta firma recomendó el uso de un aceite más viscoso.

Un segundo laboratorio hizo pruebas extensivas utilizando -- sus propios depresores y llegaron a la máxima recuperación de 83%. Esta baja recuperación más el consumo alto de los reactivos y por ende el costo, eliminaron cualquier etapa posterior por medio de este proceso.

El trabajo realizado por otros ha sido de gran utilidad y sus recomendaciones seriamente consideradas. Por varias razones fueron rechazadas.

Solución desarrollada por McIntyre: Como se ha mencionado el personal de McIntyre ha efectuado trabajo dentro de la planta. Este trabajo fué llevado a cabo por mucha gente durante los últimos 45 años. No se reportan los resultados de este trabajo debido a que no fueron de mucha utilidad. Es suficiente con decir que ellos obtuvieron poco éxito y que todos fueron intentos a seguir uno de los procesos descritos anteriormente.

Los resultados que se reportarán aquí son aquellos llevados a -- cabo durante los últimos dos años. También están de acuerdo --

con aquellos descritos en la literatura con variaciones. Todos los procesos fueron rechazados y en su lugar se utilizó un diagrama de flujo con nuevos reactivos. El circuito resultante -- no es como el circuito para minerales sulfurados convencionales.

Se recibieron diferentes lotes de muestras; la tabla II informa de las diferentes pruebas efectuadas en éstas. Cada lote fué -- diferente y cada prueba deberá ser considerada teniendo en cuenta el número del lote.

Por supuesto que fué necesario determinar la molienda apropiada requerida para reducir el material a - 8 mallas y obtener la -- mejor recuperación económica. La Tabla III dá los detalles de -- detalles de las pruebas de molienda como fueron determinadas eventualmente. Se supuso que las moliendas eran similares. Se tomó como patrón el resultado de moler 60% de sólido durante 35 -- minutos.

Proceso Dorfman: Este proceso fué probado usando muestras del lote "D". Los resultados mixtos están en la tabla IV, éstos -- resultados fueron muy desalentadores; un factor negativo adicional fué el hecho de que tanto el aceite de combustible y el keroseno dañan las bombas con recubrimiento interno de hule. De aquí la introducción de estos combustibles en el circuito -- de trituración es inconveniente. Como la mina Kerr-Addison -- utiliza el proceso Dorfman una vez por semana, su problema no es tan grave. Sin embargo, informan que su ensayo global de -- colas en el tratamiento de sus minerales carboníferos es más -- del doble del nivel normal aceptando el problema de manteni--- miento.

El Proceso Chapman: Este proceso no fué considerado seriamente ya que su costo sería demasiado elevado, ya que el refinamiento de los concentrados con contenido de oro es por calor.

El Proceso de Oxidación: Se revisó este método y se probaron algunos de los oxidantes disponibles. La Tabla IV-5 muestra algunos resultados. El proceso de la oxidación no fué muy satisfactorio y no se hizo ningún intento para copiar el método del Bureau of Mines, U.S., que es el de electrolizar el NaCl para formar el hipoclorito.

Se diseñó un esquema de flujo. Sin embargo no se obtuvieron las recuperaciones fijadas de 90% o más.

Finalmente se sacó en conclusión que el material carbónico siendo el agente nocivo había de quitarse. Se reconoció que al --- quitar algo de carbono también se quitaría algo de oro. Esto debió aceptarse únicamente después de que el efecto fué minimizado; así se instituyó el enfoque de flotación carbónica precedente a la flotación sulfídica regular.

Se probaron varios reactivos de flotación a diferentes niveles de ritmo de agregación. Se alteraron poco a poco los tiempos condicionantes y de flotación y todas las pruebas se efectuaron en lotes de 2000 g. Se intentaron pruebas de cianuración únicamente después de que se estimó que las recuperaciones de flotación fueron optimizadas. Todas las pruebas de cianuración se llevaron a cabo durante 24 horas con caliza y cabeza de cianuro a 0.3 y 1.0 lb/ton., respectivamente.

La Tabla VI nos muestra algunas de las condiciones de pruebas - y sus respectivas recuperaciones. Ningunas de las "series A" - fueron cianuradas y cinco de la serie C fueron formadas de distintas partes. La recuperación de las pruebas compuestas fué - de 86.4%. Las series E se determinaron como las mejores y las más consistentes recuperaciones de flotación. De estas series y de muchas otras pruebas se ideó un esquema de flujo; usando dos nuevos reactivos. Uno de los reactivos utilizados como -- un depresor grafítico se llama "JCM" y es una mezcla de dextrina, "Guard" linosol, producida por Stain-Hall. El otro reactivo utilizado como depresor de grafito se denomina quebracho y es un extracto natural que se encuentra en Argentina y Paraguay, que es de un árbol muy duro. Ambos reactivos probaron ser --- efectivos y el quebracho pareció ser una ayuda en limpiar el - oro de los concentrados carboníferos. En la figura II podemos observar el esquema de flujo utilizado en la actualidad por la mina McIntyre. Es un circuito lineal y claro ideado en las pos trimerías de los años 20 y colocado en uso en 1931. Pocos cambios se han hecho y puede verse un esquema de flujo más detalla do en el Manual de Minería del Canadá de 1967. El esquema propuesto para el tratamiento de mineral carbonífero es también - lineal y puede verse en la figura III, también es flexible lo cual permite cambiar de minerales carboníferos a sulfurosos y - viceversa. Vemos que las etapas de trituración, molienda y --- mezclado permanecen iguales. La flotación ha sido alterada para quitar material carbonífero hacia un estanque residual en la -- anticipación de futuras recuperaciones. Los cambios importan-- tes han sido cambio de reactivos.

TABLA IV-VINTENTOS DE OXIDACION

<u>Prueba</u> <u>No.</u>	<u>Oxidante</u>	<u>Recup.</u> <u>de Muestra</u>	<u>Recup.</u> <u>Flot.</u>	<u>Recup.</u> <u>Cianuración</u>	<u>Recup.</u> <u>Total</u>
E-2	Bicromato de sodio	41.2	17.6	46.6	49.4
H-2	Permanganato de potasio	8.6	76.2	83.1	71.9
H-4	Hipoclorito de calcio	21.6	65.3	82.7	79.7

TABLA IV-VI

RESULTADOS DE PRUEBAS EN MCINTYRE A DOS ETAPAS DE FLOTACION

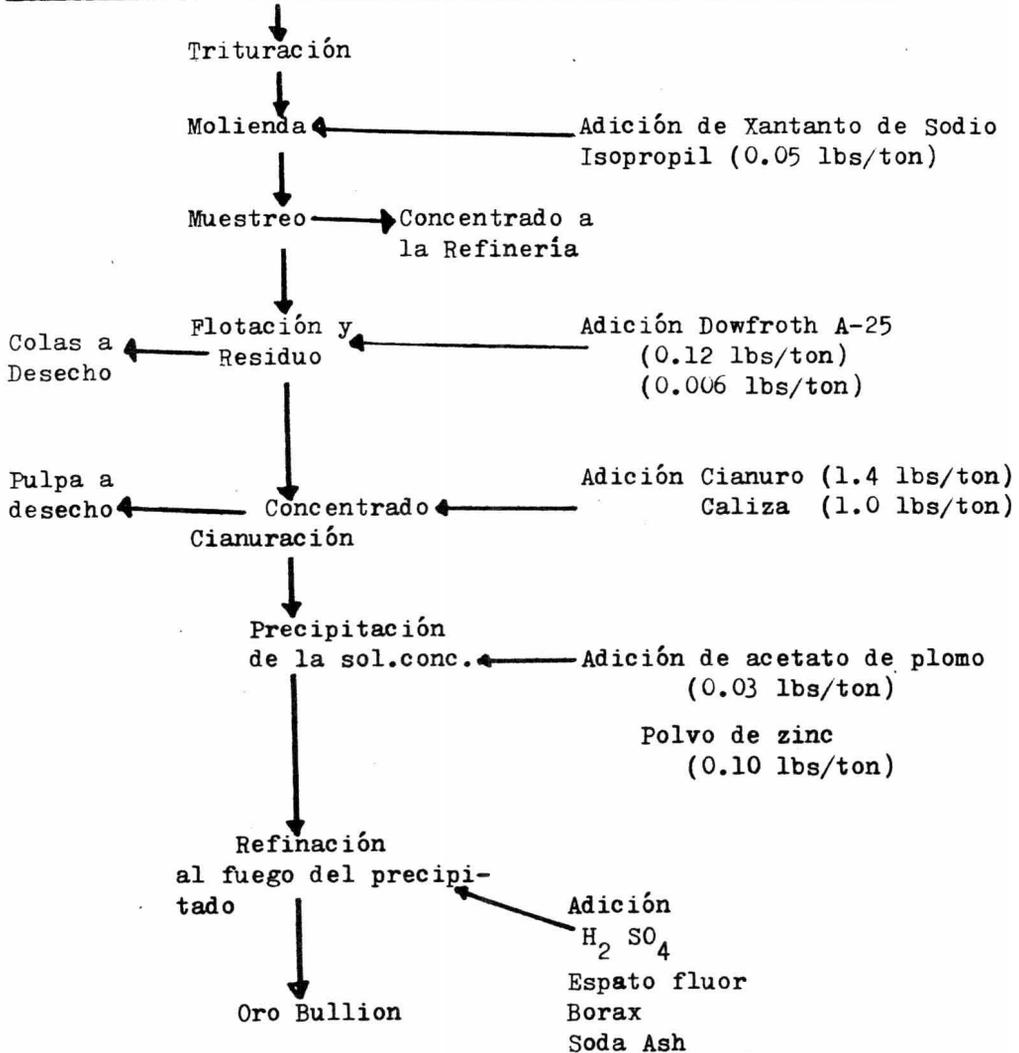
Prueba No.	Cond. Prueba	Recup. Muestra	Recup. Carbón	Recup. Oro	Flot.& Muestra	Recup. Cianurac.	Recup. Total	Comentarios
A- 34	Doble Flot.	-	6.8	73.6	73.6	-	-)	Uso de xanta-
)	tos
C- 1	"	-	4.1	85.7	85.7	-	-)	MIBC
)	Aeroflot, JCM
C- 10	"	-	3.6	90.1	90.1	-	-)	Combustible
C- 11	Muestra y Doble Flot.	8.9	6.2	75.7		86.4	74.3)	
C- 15	"	33.2	4.7	55.8		-	-)	
F- 1	"	22.1	1.7	72.1	94.2	85.3	83.7	Quebracho Usado,
F- 2	"	12.8	2.7	66.7	79.5	97.1	77.2	Remolienda,
F- 4	"	10.5	3.1	73.0	83.5	90.6	76.5	Sin Quebracho
E- 7	"	27.5	4.4	61.4	88.9	83.5	77.7)	Sin Quebracho
E- 10	"	41.7	7.4	48.9	90.6	83.9	82.9)	Quebracho Usa-
E- 11	"	27.5	2.0	69.1	96.6	87.2	87.8)	do en flot.de
E- 12	"	34.9	3.6	59.2	94.1	83.3	86.6)	carbón más re
E- 13	"	22.5	6.1	69.1	91.6	86.3	82.0	molienda an-
								tes de cianu-
E- 15	"	31.4	12.3	53.9	85.3	87.8	77.7	ración.
								Quebracho en
								etapa de mo-
								lienda

Conclusiones: El personal de McIntyre respetando los procedimientos presentados por otros los copiaron de la mejor manera posible. Las conclusiones derivadas fueron: rechazar los métodos Dorfman, Chapman y de oxidación en el tratamiento de --- minerales carboníferos presente en la mina McIntyre. Fué desarrollado un proceso alterno utilizando nuevos reactivos y reportando mejores recuperaciones. Se ha presentado un tipo de flotación de dos etapas que elimina el material carboníferos - como primer paso. El trabajo de prueba ha determinado un esquema de flujo más las condiciones deseadas de operación para dar una recuperación aproximada de 86%. Esta recuperación representa una baja de 8/10 de porcentaje sobre el circuito sulfídico - actual utilizando un grado inicial de 0.3 onzas/ton. Esto equivale a una pérdida de 0.03 onzas/ton. ó 1.05 dólares a un valor preestimado de 35 dólares por onza. Podría estimarse que los costos de reactivos podrían incrementar en 0.25 C por tonelada. Por lo tanto podría activarse una disminución en ingreso de --- 1.30 dólares por tonelada.

En la actualidad McIntyre recibe la cuota completa permisible - bajo los subsidios. A menos que los costos de la minería se reduzcan para obtener los minerales carboníferos esto probablemente permanecerían bajo tierra. Si por lo contrario puede -- extraerse una cantidad considerable de mineral por métodos más económicos, los costos se reducirían al punto en que este esquema de flujo propuesto surgiría como práctico y podría ser - utilizado.

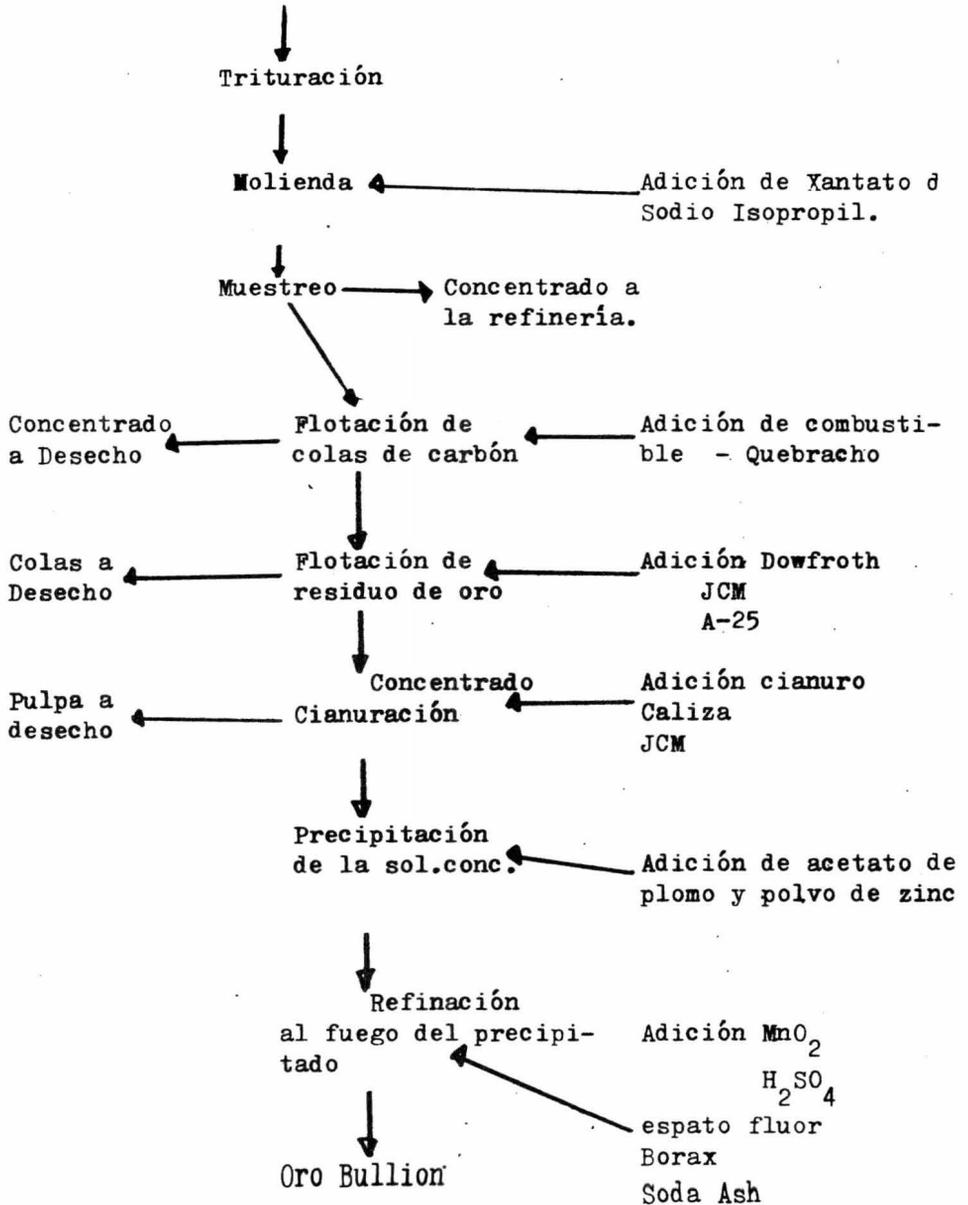
IV
 FIGURA II

RECUPERACION DE MINERAL DE ORO DE SULFUROS- PLANTA MCINTYRE.



IV
 FIGURA III

PLANTA DE RECUPERACION DE MINERAL DE ORO CARBONIFERO.



APENDICE

En este apendice se dará un procedimiento que describa la prueba de actividad utilizada en minerales carboníferos en la mina McIntyre.

- I) Prueba de actividad.- Deben prepararse dos lotes de muestreo de la muestra pulverizada recibida.
- II) La muestra se pulveriza al grado de -200 mallas.
- III) La muestra pulverizada debe ser triturada y cuarteada.
- IV) Se preparan los lotes para prueba y se toman de la muestra triturada.
- V) Se toman 75 g de mineral.
- VI) Agregar $1,625 \text{ cm}^3$ de la solución concentrada filtrada.
- VII) Agítase en tambores durante 4 horas.
- VIII) Remover muestra y filtro.
- IX) Lávese la torta con $1,000 \text{ cm}^3$ de agua corriente.
- X) Titular la solución concentrada para cianuro y caliza --- antes y después de la prueba.
- XI) Valorizar para oro a) la muestra original.
b) la muestra de solución concentrada antes de la prueba.
c) Los dos residuos de pulpa. d) Las dos soluciones finales - concentradas antes de lavado.

Se estudian los analisis y se hacen conclusiones. Ejemplo: si los residuos tienen analisis más altos que el analisis de muestra original y las soluciones concentradas han disminuido entonces se designa el mineral como activo.

Ejemplo: Si han bajado los residuos y las soluciones concentradas han aumentado, el mineral se designa como inactivo.

Las diversas muestras tendrían diversos grados de actividad o inactividad, dependiendo de los análisis. Habrá el caso de que no hay cambio significativo en cuyo caso la --- prueba debe ser repetida.

Discusión: A continuación se transcribe la discusión de los miembros de la planta McIntyre con los miembros de otras -- plantas intercambiando ideas acerca de la eficiencia de sus métodos sobre la recuperación de oro a partir de minerales - carboníferos. Para no mencionar los nombres de los ingenieros entre los cuales se llevó a cabo la citada discusión se substituyen con letras.

A - Te importaría decirme qué efecto obtuviste de la utilización del quebracho?

B - Pareció auxiliar en la limpieza del material carbónico del oro actuando aparentemente como dispersante. Las recuperaciones en el circuito de flotación fueron mejores y por alguna razón la recuperación en el circuito de cianuro también mejoró dándonos aproximadamente 95% de recuperación.

A - Yo he utilizado quebracho durante años en la flotación de barita. Me pregunto si Chapman desarrolló su proyecto en Arabia.

B - No estoy seguro. Uno de sus trabajos informa sobre diversos minerales. Efectuó algo de trabajo en los E.U. con dos gentes más utilizando carbón activado. Sin embargo, sugería que el carbón activado que ocurre en los minerales probablemente produciría iguales resultados.

- A - Están comprando carbono activado, ó lo están desarrollando ustedes mismos?
- B - No lo utilizamos. Se presenta en los minerales y este es el problema.
- A - Cuánto quebracho utilizan?
- B - Agregamos 1/2 lb. de quebracho por tonelada.
- A - Han tratado con algunos de los sulfonatos de linina ó linosales que ya han estado disponibles durante algunos años? Son de una naturaleza similar a la del quebracho y podría obtenerse más fácilmente?
- B - No, no los hemos tratado, sería útil emplear los.

Kerr Addison

- A - Yo sé que en su mineral carbonífero es más difícil de tratar que el mineral que tenemos en Kerr Addison y debo felicitarlo. Yo he visto pruebas efectuadas en sus metales en su división de minas, donde la recuperación estuvo en el orden del 13%. Sabe usted qué porcentaje de carbono había en ese determinado mineral?
- B - No, efectuamos ensayos carbónicos directos. En Northern College tenía un analizador de hidrógeno carbónico y le mandamos muestras

- pero no recibimos resultados. Algunas principal---
mente porque no funcionó el instrumento que ----
ellos tenían.
- A - Si mal no recuerdo el contenido de carbón envia-
do a la división de minas fué aproximadamente de
10%.
- B - Si, era aproximadamente 10%. Algunos de los mine-
rales aparecen bastante diferentes y sospecho que
un simple análisis de carbono no sería de mucha -
utilidad. Algunos de los minerales son de color -
gris y parcialmente activos. Se obtienen resultados
parciales en algunas pruebas. En algunas pruebas
tanto el contenido aurífero de los sólidos y de la
solución aumenta. De dónde vino el oro adicional,
no lo sé.
- A - En sus minerales tienen ustedes como 10% de carbón;
de cuando en cuando obtendríamos pequeños especime-
nes con 10% de contenido de carbón; pero el mineral
apareció solamente en 10%. Usted mencionó que con
su circuito los ensayos de colas se doblaría cuando
pasara el mineral carbonífero. Lo mismo ocurrió -
en Kerr Addison. Pero ya que nuestra recuperación
normal es del 98% tal recuperación disminuyó hasta
el 96% cuando se duplicaron los ensayos de desechos
El costo del Keroseno es solamente de 13 centavos
por libra contra posiblemente 30 centavos por libra
de otro reactivo. Con el tonelaje más bajo que --

actualmente se está beneficiando circulando el mineral grafitico por la planta beneficiadora solamente una vez a la semana. El uso intermitente de Kerosene no no afecta contrariamente las partes ahuladas de las bombas.

- B - Intentamos utilizar combustible en la etapa inicial de molienda y como mencioné, los recubrimientos ahulados en bombas se dilataron hasta que las bombas se unieron. Si utilizamos el Keroseno en ocasiones cuando pensamos que la mina nos ha enviado algo de este mineral carbonifero, pero los agregamos en el circuito de cianuro para evitar dañar los revestimientos de las bombas, pero no es muy efectivo. Algo que olvidé mencionar es que en algunos pasos - el contenido carbonifero es tan alto que al final - del turno los mineros parecen haber trabajado en una mina de carbón y no de oro.

Grupo Sullivan

- A - Han efectuado alguna vez un ensayo de carbono en el concentrado de flotación?
- B - Yo no lo he tratado, pero mis predecesores hicieron algunos ensayos utilizando métodos un tanto complejos. En mi opinión nunca justificó el tiempo requerido. Una cosa que tal vez deba mencionar es que - con los bajos precios actuales del cobre, la gerencia me ha dicho que el potencial de utilidad es mayor para el oro de la mina que para la parte de cobre de la mina. Si el precio del cobre permanece -

bajo y puede diseñarse un método económico de ex---
tracción de cobre para el mineral carbonifero de --
oro es posible que beneficiemos este mineral muy --
pronto.

Olvidé mencionar que nosotros utilizamos 0.5 lb de
Keroseno/ton de mineral beneficiado.

- A - En nuestra prueba de laboratorio estuvimos utiliza
do 0.2 lb en la etapa de trituración y 0.1 en la --
flotación de este material grafitico. Podría usted
reducir el costo del reactivante que nos dió que --
es de 25 centavos por tonelada?
- B - El precio de 25 centavos fué un estimado aproximado,
porque era difícil conseguir cotizaciones de firmas
sobre reactivos de los proveedores. Estimé que el
combustible costaba 3 centavos por lb. Nunca pude
conseguir una cotización del quebracho pero está --
estimado a 70 centavos la libra.

A continuación describo las diferentes soluciones que en la -- Unión Soviética se han dado al problema. Aunque no se han publicado todas las características del mineral a tratar, existen en este país diferentes depósitos de minerales carboníferos, los cuales han tenido los siguientes tratamientos:

- 1) Un depósito de mineral que contenía SiO_2 62.3-79.2, Al_2O_3 10.3-13.9, Fe_2O_3 3.7-5.2, TiO_2 0.4-0.7, CaO 1.0-1.2, alkalis total 3.4-3.6, y carbón 1.8-2.2% en peso.

El mineral consistía de rocas laminadas con venillas y venas de metal conteniendo cuarzo (total de cuarzo menor o igual a 60%). El oro estaba en estado nativo (en pepitas) asociado con cuarzo, (0.004-0.2 mm) y sulfuros (0.004--0.08 mm). Cerca del 50% del oro estaba libre, y debido a esto se trató una concentración del oro por gravedad y amalgamación, con extracciones de oro de 52-55.4 y 35-40%, respectivamente.

Ya que aproximadamente 4.5% de los sulfuros estaban asociados con oro y plata, la flotación por gravedad de las colas fué tratada, usando Bu xantato y aceite de pino como colectores y Na_2CO_3 , $\text{Ca}(\text{OH})_2$, como reguladores y CuSO_4 ó $\text{Cu}(\text{MeCOO})_2$ como activadores para los sulfuros, y K silicofloruro como depresor para cuarzo. Fueron obtenidos resultados óptimos con: Bu xantato 300g/ton, 150 g/ton de aceite de pino, 2 kg/ton de K fluorosilicato, $\text{Cu}(\text{MeCOO})_2$ 250 g/ton, y con la eliminación de lodos antes de la flotación

(de otra forma la concentración por flotación no podría estar sujeta a cianuración o amalgamación debido a la presencia de material carbonífero). Después de una --- flotación principal a pH 5.3-5.5 por 25 min., un repetido control de la flotación fué llevado a cabo por --- 5 min. y las colas resultantes contenían 0.5-0.6 de oro y 1.5-2.0 g de plata por tonelada, mientras que los concentrados por gravedad y flotación contenían 144.2-187.2 de oro y plata 80.4-110.4 g/ton, respectivamente. La extracción de oro y plata por gravedad más un enriquecimiento por flotación fué 94-5 y 90-2%, respectivamente. El concentrado por flotación fué calcinado dos veces a 500-500°C (para eliminar As) y a 600-500°C (para eliminar el azufre y el carbón), y luego cianurado con extracción de 90% de oro. El concentrado por gravedad fué tratado por amalgamación con extracciones de 88% de oro. Las extracciones totales de oro y plata por todas las operaciones fueron de 85.5 y 35%, respectivamente.

- 2) Un método de oxidación calcinante de concentrados de oro refractario de diferentes depósitos, seguidos por una -- cloruración calcinante con $\text{NaCl} + \text{CaCl}_2$ dió mejor extracción de oro que la calcinación seguida por cianuración.
- 3) Otro depósito de mineral que contenía Au 7.1 y Ag 2.4 ppm y 0.4% de substancia carbonífera y estaba caracterizado por una diseminación fina y uniforme de oro y sulfuros. La substancia carbonífera tenía una alta actividad de sorción que hacía el mineral resistente a la cianuración.

El oro estaba asociado con cuarzo y parcialmente con arsenopirita y tenía un tamaño de grano menor de --- 0.1 mm. Un diagrama de flujo incluyendo separación por gravedad y flotación sucesiva de las colas del concentrado por gravedad y lixiviación por sorción de oro de la concentración por flotación, fué desarrollado para el tratamiento de este mineral.

- 4) La beneficiación del mineral carbonífero conteniendo oro de un depósito al noreste de Rusia fué probado de acuerdo a varios procedimientos. Un método compuesto de gravedad-flotación con la subsecuente amalgamación del concentrado por gravedad, y cianuración del compuesto amalgamación y flotación de las colas pretratadas con un reactivo que deprime la substancia carbonífera es el más eficiente. Un esquema de flujo el cual incluye calcinación de ambos, las rocas iniciales y el concentrado de flotación se dá que provee para una mayor extracción de oro pero no es económico bajo las condiciones del territorio noreste de Rusia.

Estados Unidos de América - Como se había mencionado antes, aquí se encuentra la Mina de Carlin en el territorio de Nevada, cuyo mineral carbonífero es hasta la fecha el más estudiado.

A continuación se incluye toda la literatura que sobre este mineral se ha publicado.

EXTRACCION DE ORO DE MINERALES CARBONIFEROS ESTUDIO DE UNA PLANTA PILOTO

Sumario

Los procedimientos de oxidación basados en el sistema cloro hipoclorito fueron investigados para mejorar la recuperación de oro a partir de minerales carboníferos. El pretratamiento de oxidación anterior a la cianuración fué acompañado por (1) adición de hipoclorito de sodio a la pulpa del mineral; (2) por la adición de cloro a la pulpa del mineral y (3) por la generación de hipoclorito in situ por la electrolisis de una solución de salmuera usada para hacer pulpa el mineral. Extracciones del 90% de oro fueron logradas por la cianuración del mineral carbonífero que había sido pretratado con 20 lbs. por tonelada de hipoclorito de sodio a 50°C por 4 horas. Similarmente, el pretratamiento del mineral en pulpa con 35 lbs. de cloro por tonelada de 24° a 30° y un tiempo de reacción de 15 horas dió como resultado una extracción de 89% de oro con una cianuración subsecuente. Al mismo tiempo los estudios demostraron que la electrolicación de la pulpa preparada con una solución de salmuera fué igualmente tan efectiva como la electrolisis

de hipoclorito y cloro para la oxidación de los constituyentes carboníferos en los minerales que son nocivos para la cianuración. Extracción de oro de 90% fué obtenida por electrolisis cuando 275 lb. de mineral fueron tratadas a 200 amperes por 7 horas en una solución de sal al 8 - 10%. El consumo de potencia fué del rango de 60 kw-hr por tonelada.

Introducción - La extracción de oro de minerales que contienen carbón y compuestos orgánicos ha presentado un problema para el operador en una planta de cianuración.

El problema fué estudiado en 1924 por Leaver y Woolf más recientemente Hedley y Tabachnick indicaron que no había una solución general al problema.

El tratamiento de estos minerales de oro fué investigado a escala de laboratorio por el Bureau of Mines. Los componentes de carbón en el mineral se demostró que interfería en la recuperación de oro por la adsorción de complejos de $Au(CN)_2^-$ causando que el oro se pierda con las colas. El tratamiento de oxidación por una secuencia de hipoclorito demostró ser efectivo para destruir las propiedades adsorsivas de los minerales carboníferos por los complejos de cianuro aurico. La aplicación de los métodos de oxidación por hipoclorito al mineral incluyendo (1) adición de hipoclorito de sodio, (2) adición de cloro y (3) la generación de hipoclorito in situ por electrolisis de la pulpa mineral conteniendo cloruro de sodio. Como resultado de las investigaciones fué desarrollado un diagrama de flujo conceptual para el tratamiento de minerales de oro carbonífero.

Este reporte concierne a los estudios de una planta piloto para el proceso, realizado en cooperación entre el -- U.S. Bureau of Mines y la Carlin Gold Mining Co., una subsidiaria de la corporación minera de Newmont.

Los estudios fueron llevados a cabo en el centro de investigaciones metalúrgicas en Reno, y finalmente en la Mina de oro de Carlin. El objetivo fué determinar una técnica -- económicamente factible de aplicación del proceso desarrollado en laboratorio a escala comercial para minerales -- carboníferos que ocurren con minerales oxidados en la mina de oro de campo abierto en Carlin. El estudio de la - planta piloto incluía los procesos de oxidación usando -- hipoclorito de sodio, cloro y electrooxidación.

Materiales, Equipos y Procesos - Los estudios principales fueron llevados a cabo sobre el mineral de la Mina Carlin. Estos minerales incluían minerales oxidados típicos de oro, para hacer un patrón de la porción de cianuro de la planta piloto y tres minerales carboníferos de oro. El contenido de oro y carbón orgánico de los cuatro minerales se da en la Tabla IV-VII

TABLA IV - VII ANALISIS DE MINERALES DE ORO

Mineral	Tipo	Contenido Carbón Orgánico %	Onzas de oro por ton.
1	Carbonífero	0.60	0.40
2	"	.45	.19
3	"	.42	.33
4	Oxidado	.06	.20

Los minerales que han sido descritos en detalle en el -- apéndice 1,4 consisten esencialmente de aluviones de caliza dolomítica alterados hidrotermalmente y parcialmente reemplazado con cuarzo microcristalino. El material carbonífero consiste de carbón del tipo grafitico, carbón -- del tipo activado, y compuestos orgánicos similares al -- ácido húmico que parecen ser capaces de acomplejar el ión oro. El oro presente en estos minerales era del microscópico al submicroscópico, con un promedio de (0.2 micron o menos). La apariencia general del mineral es de un color grisáceo oscuro y el mineral oxidado es de color claro.

Los experimentos en la planta piloto fueron hechos mediante equipo que consiste de: un molino de barra de 47 cms. por 92.4, tres tanques de oxidación de 55 galones conectados por una manguera, equipados con bobinas de calentamiento eléctrico y agitadores del tipo marino; un tanque de 55 galones de acero calado para hacer la digestión; tres tanques de cianuración de acero calado de 55 galones accionados, agitadores del tipo marino, cuatro espesadores de 92.4 por 92.4 cms. y una unidad de precipitación.

Se le añadió NaOCl a la pulpa del mineral registrando una cantidad deseada de una solución al 5% de NaOCl dentro de un tanque de oxidación durante los intervalos de tiempo seleccionados.

Para experimentos utilizando cloro como oxidante, la pulpa se pasó a través del sistema de oxidación semicontinua y gas de cloro fué burbujeado dentro de la pulpa mineral a través de una sección de tubo plástico extendido

hasta el fondo de cada tanque oxidante. El ritmo de adición de gas de cloro se controló por la regulación de la pérdida en peso de la botella de almacenamiento de cloro.

Para experimentos donde se generó hipoclorito in situ por electrolisis de pulpa mineral con salmuera, la pulpa fué pasada a través del sistema de oxidación continuamente.

Cada tanque de oxidación fué equipado con una serie de electrodos, consistiendo de tres anodos de grafito y 4 catodos, con un espacio entre electrodo de 1.3 cms. de grueso y 75 cms. de largo. Los electrodos fueron sumergidos a 50 cms. debajo de la superficie de la pulpa y fué suministrada una corriente directa por una fuente rectificadora.

Los equipos fueron arreglados generalmente de acuerdo al diagrama de flujo conceptual desarrollado en los estudios de laboratorios (fig. IV-IV) con menos modificaciones requeridas para completar la oxidación por los procedimientos investigados.

Una decantación convencional a contracorriente de los lodos es previa a la secuencia de flujo y la operación en la planta piloto.

El material fué molido de 60% a -200 mallas, a 50% de sólido en el molino de varillas y pulpado dentro de los tanques de oxidación; cada cual tenía 275lbs. de mineral seco (550 lb. de pulpa). Después del tratamiento en el tanque de oxidación a la temperatura deseada, la pulpa fué pasada a través del tanque de agitación donde una lb. de cianuro por tonelada de mineral se le fué añadiendo cal-

para mantener un pH de 11. Usualmente se requiere de aproximadamente 5 lb. de cal por tonelada de mineral para mantener el valor del pH deseado. La pulpa fué entonces bombeada a través de los tres tanques de cianuración para un tiempo de cianuración de 9 horas. De los tanques de cianuración la pulpa fué pasada a través de los cuatro espezadores a 20% de sólido, fluyendo a contracorriente a la secuencia de la precipitación del oro. La solución concentrada se pasó del primer espezador al sistema de precipitación de oro.

La recuperación de oro de la solución estuvo acompañada principalmente por la convencional precipitación sobre Zn Merrill - Crowe. La adsorción del $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ sobre la resina intercambiadora de iones, Rohm and Haas IRA 425 fué usada por conveniencia durante experimentos selectos. El oro fué quitado de la resina con una solución de acetona conteniendo 5% de HCl y 5% de agua y luego precipitado con zinc. Las cabezas y colas analizadas fueron obtenidas por el método convencional de ensayo al fuego y la solución concentrada se analizó por el método de absorción atómica.

Resultado y Discusión - Los experimentos iniciales en la planta piloto fueron conducidos con mineral de oro oxidado no refractario, descrito previamente, para determinar mayores condiciones de operación en la operación del circuito de molienda, manejo de pulpa y ritmos de flujo. Los residuos del molino del mineral de oxido contenían .008 onzas de oro por tonelada, de la cual corresponde a una extracción de oro de 96%.

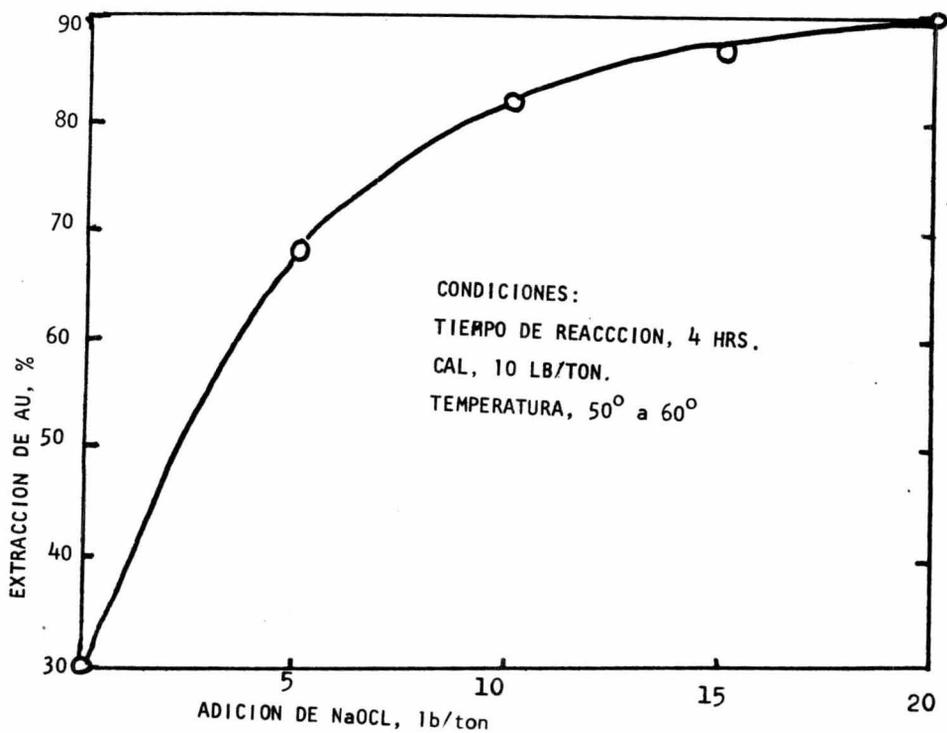
El mineral carbonífero de oro 1 fué procesado en la planta piloto usando cianuración convencional sin un pretratamiento de oxidación, como un experimento base para determinar el efecto del material carbonífero. La extracción de oro obtenida en estos experimentos estaba del orden de 29 a 33% (.26 a 0.28 onzas de oro por tonelada de colas).

Oxidación por la adición de NaOCl.- Las operaciones en la planta piloto fueron conducidas con 21 toneladas de minerales carboníferos. 1 y 2, usando hipoclorito de sodio como el oxidante para destruir las propiedades adsorbentes del material carbonífero.

Las condiciones de operación establecidas en los experimentos de laboratorio para obtener valores favorables en la extracción de oro fueron seguidos generalmente en la operación de la planta piloto. La sección de oxidación de la planta estaba operada en una base semi-continua con mineral molido siendo tratado en grupo en tanques sucesivos oxidantes. El mineral podría entonces ser descargado dentro del tanque de agitación de tal manera que una reserva de la pulpa tratada estuviera disponible para operación continua de la cianuración y las secciones de separación líquido-sólida de la planta. Esta sección de la planta procesó 80 lbs. de mineral seco por hora suministrando así un tiempo de retención de 9 horas en los tanques de cianuración.

La figura IV-V muestra la oxidación y la subsecuente extracción de oro obtenida a diferentes niveles de adición de NaOCl a la pulpa conteniendo mineral carbonífero 1.

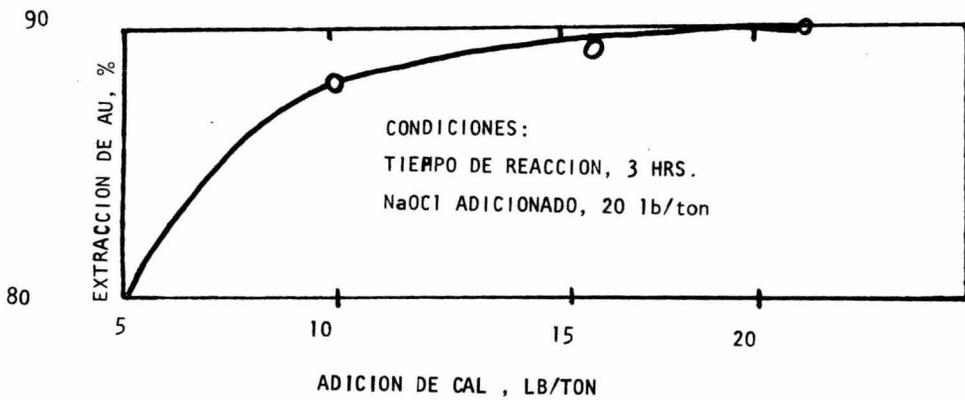
FIG. IV - V EFECTO DE LA ADICION DE NaOCl EN LA EXTRACCION DE ORO DE MINERAL CARBONIFERO 1.



Fué mantenida condición constante de un tiempo de reacción de 4 horas, 10 lbs. de cal por tonelada de mineral y una temperatura de 50 a 60°C. Los valores correspondientes de pH fueron del rango de 11 a 11.5. La extracción se incrementó gradualmente con mayores incrementos de NaOCl. La extracción de oro obtenida por subsecuente cianuración alcanzó el 90% con la adición de 20 lbs. de NaOCl por tonelada de mineral. Los resultados casi fueron iguales a los obtenidos de los experimentos del laboratorio llevados a cabo en diferentes muestras de mineral de oro carbonífero.

Una serie de experimentos fueron llevados a cabo por la adición de cantidades diferentes de cal a la pulpa para determinar el efecto de la adición de cal sobre la oxidación y la extracción de oro obtenida por cianuración de la pulpa tratada. La cantidad deseada de cal fué añadida a cada mezcla y agitada durante una hora antes de la adición de NaOCl para la oxidación. Fueron mantenidas condiciones constantes de 20 lbs. de NaOCl por tonelada de mineral, 3 horas de tiempo de reacción y temperatura de 50°C, usando el mineral carbonífero 1. El pH inicial de la pulpa estuvo esencialmente constante de 11 a 11.5 con adición de 5 a 20 lbs. de cal por tonelada de mineral y luego disminuyó a un pH aproximado de 9 para 5 y 10 lbs. de cal y a un pH de 10 para 15 y 20 lbs. de cal por tonelada. La Fig. IV-VI muestra que la cantidad de cal usada en el sistema tiene efectos moderados significativos en la extracción de oro por cianuración subsecuente; la extracción se incrementó de 80% con 5 lbs. de cal por tonelada de mineral a 90% con 20 lbs. por tonelada de mineral.

FI . IV-VI EFECTO DE LA ADICION DE CAL EN EXTRACCION DE ORO DEL MINERAL CARBONIFERO 1.



La temperatura a la cual la oxidación se llevó a cabo se determinó que era una variable importante en los experimentos del laboratorio ya que afectó tanto el ritmo de la reacción de oxidación y la descomposición del NaOCl. Los experimentos de la planta piloto para determinar las magnitudes de estos efectos fueron llevados a cabo a condiciones operantes constantes de 20 lbs. de NaOCl por -- tonelada; 10 lbs. de cal por tonelada y 3 horas de tiempo de reacción. El pH inicial fué de 11.5 y el pH final igualado a 10. La figura IV-VII muestra que la máxima extracción de oro fué obtenido por cianuración de las -- pulpas oxidadas a temperaturas entre 50 y 60°C.

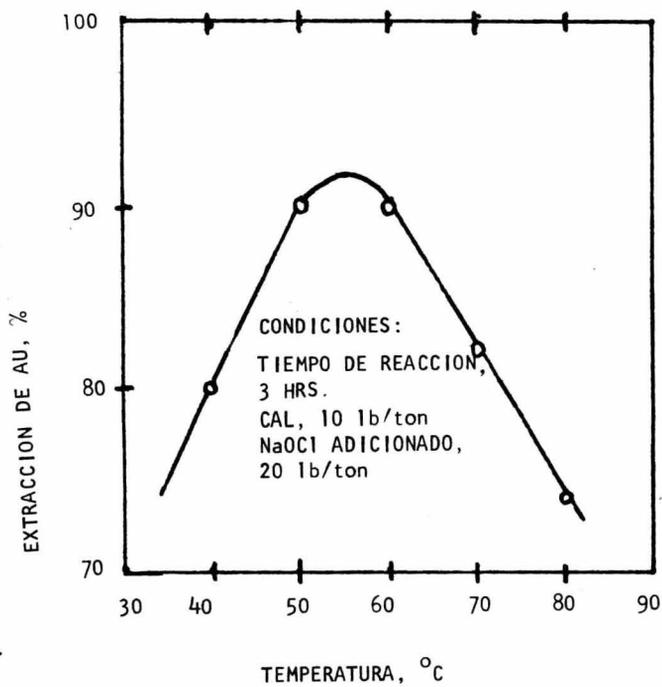
Los experimentos de laboratorio han indicado que el ritmo de adición de NaOCl al sistema pueden ser una variable importante. Una alta concentración de hipoclorito en la presencia de la pulpa podría resultar en una pérdida de hipoclorito en la oxidación por componentes minerales no dañinos a la cianuración y la descomposición de hipoclorito que no reaccionó podría ocurrir a temperatura del rango de -- 60°C. Los experimentos de la planta piloto conducidos en esta faceta de la investigación fueron llevados a cabo con 10 lbs. de cal por tonelada de mineral y tiempo de -- digestión de 3 horas a 60°C. 20 lbs. de hipoclorito de sodio fueron añadidas a la pulpa en incrementos, y el -- ritmo de adición fué variado durante los periodos de tratamiento. El pH de la pulpa estaba inicialmente en el -- rango de 11 - 11.5 y luego decreció a 9 a 9.5 a medida que prosiguió la oxidación. Los resultados indicaron que la técnica mejoró la extracción disminuyendo los remanentes de oro en las colas a .015 onzas de oro por tonelada de cola,

pero que los intervalos de tiempo entre la adición de hipoclorito no fué crítica. Parece ser que para obtener -- una extracción favorable es suficiente la adición inicial de 10 lbs. de hipoclorito por tonelada de mineral a la pulpa y un tiempo de reacción de dos horas.

Oxidación por adición de cloro. La adición de cloro a la pulpa de mineral carbonífero finamente molido y de agua fué investigado como medio de producir el oxidante hipoclorito in situ en base económica y fácilmente controlable. Como el cloro es burbujeado dentro de la pulpa, --- reacciona con agua para formar ácido hipocloroso e hidroclore. Estos productos son afinados por la ganga calcareosa en el mineral para formar hipoclorito de sodio y cloruro de sodio. La oxidación de la materia carbonífera se piensa que es llevada a cabo por el ion hipoclorito.

Los experimentos en la planta piloto fueron conducidos bajo condiciones que se aproximaban a aquellas determinadas a estar cerca del óptimo para la extracción de oro a escala de experimentos de laboratorio. Se ha demostrado en los experimentos de laboratorio que la adición de gas de cloro a ritmos moderados a la pulpa agitada a través de un disco aglomerador dió por resultado oxidación favorable sin pérdidas excesivas de gas de cloro. El cloro -- reaccionó rápidamente y la extracción de oro de la pulpa oxidada por cianuración subsecuente mostró ser independiente del ritmo de adición de cloro. El factor que limita el ritmo de adición de cloro parece ser la cantidad de hipoclorito remanente en el sistema después de la -----

FIG. IV-VII EFECTO DE TEMPERATURA EN LA EXTRACCION DE ORO DEL MINERAL CARBONIFERO 1.



oxidación. Los productos de hipoclorito reaccionaron con la materia carbonífera a medida que el cloro fué añadido durante las etapas iniciales de oxidación y nada de hipoclorito fué detectado en la solución. La cantidad de hipoclorito en solución se incrementa con el tiempo hasta que la oxidación se determina. Se ha determinado que la oxidación puede ser terminada en tan solo 4 horas. Sin embargo, a este ritmo relativamente rápido de clorinación el $\text{Ca}(\text{OCl})_2$ en solución puede formar 1% o más en las etapas posteriores de oxidación. Si se permite que el hipoclorito forme un nivel el cual no pueda ser consumido por el mineral, se consumiría cianuro en el circuito de cianuración. Por lo tanto fué deseable limitar el hipoclorito de calcio en solución a menos de .2% durante la clorinación, dando por resultado un tiempo de hasta 15 horas con temperaturas de 24° a 30° C para algunas de las muestras más refractarias, con 5 horas adicionales para que el mineral consuma el hipoclorito de calcio que va a la cianuración; la concentración fué menor de 0.02%.

El calentamiento de la pulpa para mantener una temperatura mínima de 24°C fué necesaria para obtener un ritmo razonable de oxidación de los compuestos de carbón mientras se mantenía el hipoclorito a menos de 0.2%. Por ejemplo en un experimento, un total de 33 horas se requirió para la oxidación de 18° a 22°C , así como solamente 14 horas fueron requeridas para la misma cantidad de oxidación de 24 a 27°C .

El pH de la solución oxidante poseía un moderado pero definitivo efecto en el grado de extracción de oro obtenido por cianuración subsecuente. La Figura IV-VIII muestra que cuando se usó un tiempo fijo de oxidación de 15 horas, la extracción de oro disminuyó casi linealmente con incrementos de pH, comenzándose con un pH de 6.6 obtenido sin la adición de cal. Este efecto de pH es opuesto a aquel observado previamente en la figura IV-VI con adición de NaOCl. La razón del efecto divergente del pH en los dos sistemas no está clara. El ácido generado durante la adición de cloro puede servir para liberar el oro de la ganga calcarea más fácilmente. Inversamente a altos pH algo de hipoclorito puede ser convertido a clorato, el cual no es un agente oxidante en medio básico.

Las pruebas en la planta piloto fueron llevadas a cabo con tanques de 55 galones conectados en serie, cada uno conteniendo 275 lbs. de sólido a 40% de sólido. El cloro fué alimentado a cada tanque a través de tubo de 1/2" extendido hasta el fondo del tanque. La oxidación fué conducida en base a grupo con la pulpa flotante del tercer tanque siendo recirculada de regreso a través del sistema continuamente para dar el tiempo de cloración deseado.

Siete toneladas de mineral carbonífero 3 fueron tratadas en la planta piloto para determinar el efecto de la cantidad y ritmo de adición de cloro, y temperatura en la extracción de oro. El pH del sistema permaneció

FIG. IV-VIII EFECTO DE pH EN EXTRACCION DE ORO DEL MINERAL CARBONIFERO 3.

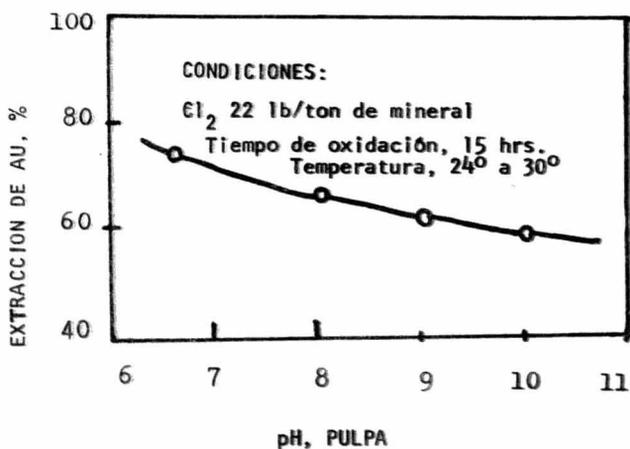
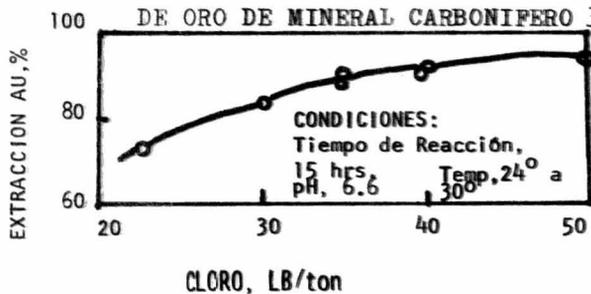


FIG. IV-IX EFECTO DE ADICION DE CLORO EN LA EXTRACCION DE ORO DE MINERAL CARBONIFERO 3.



a 6.6 durante la cloración sin ajuste. La importancia de la temperatura y el ritmo de adición de cloro como se determinó en experimentos de laboratorios fué confirmado en los experimentos de la planta piloto. A temperatura de 24 - 30°C en la cloración de la pulpa se consideró que estaba cerca de lo óptimo para la extracción de oro por cianuración subsecuente. Una adición de cloro a un ritmo correspondiendo a un tiempo de 15 horas de tratamiento con suficiente cloro para extracción favorable dieron los valores de hipoclorito residuales deseados de menos de 0.2%. Durante las siguientes 5 horas de digestión la concentración de hipoclorito bajó a menos de 0.02%.

El efecto de la cantidad de cloro en la extracción de oro fué determinado en una serie de experimentos hechos a condiciones constantes de 24 - 30°C, tiempo de cloración de 15 horas y un pH de 6.6 con los minerales carboníferos del tipo 3. La figura IV-IX muestra que la extracción de oro se incrementa rápidamente con el incremento de adición de cloro hasta 92% de extracción con 40 lbs. de cloro por tonelada de mineral, y luego a niveles bajos para posteriores adiciones de cloro. Los resultados se acercaron a los datos de laboratorios con este mineral en particular.

Los estudios en la planta piloto se continuaron con los objetivos específicos de determinar si las impurezas formadas en la solución del barro reciclado causarían dificultades con la precipitación del oro. El mineral carbonífero 3 fué oxidado con cloro bajo condiciones



constantes de 24 a 30°C, tiempo de cloración de 15 horas, pH de 6.6 y 30 lbs. de cloro por tonelada de mineral. La pulpa carbonífera oxidada se mezcló con pulpa del molino (mineral de óxido) en una relación de 1 de carbonífero a 6 de pulpas del molino. La pulpa mezclada se cianuro durante 16 horas y la solución concentrada fué quitada por lavado y descantación. La solución concentrada fue luego precipitada por el método común del zinc, una segunda porción de mineral carbonífero fué oxidado bajo condiciones idénticas (mezclado con pulpa del molino (1 a 6) y cianurada. La pulpa fué mezclada en un espesador con la solución lavada de la primera oxidación. Esta solución concentrada fué descantada y el mineral fué lavado con la solución de lodo de la primera oxidación, la secuencia fué repetida nueve veces usando el mismo lodo y la solución lavada, cada vez. Los resultados de precipitación fueron excelentes, las nueve veces, la solución concentrada (< 0.001 onzas de oro por tonelada de solución de lodo) no formó impurezas nocivas.

Experimentos a escala fueron hechos en un tanque de 6 x 7 pies conteniendo 7.5 toneladas de pulpa a 40% sólido. El gas de cloro fué burbujeado dentro de cuatro tubos sumergidos 12.5cms. dentro del tanque fué añadido cloro por un período de 8 horas en un rango de 1.58 kgs. por tonelada por hora inicialmente, y disminuyendo a 0.669 kgs. por tonelada por hora hasta las 2.5 últimas horas. Las extracciones de oro de 89% (0.035 onzas de oro por tonelada de colas) fué obtenido usando 172 kgs. de cloro por tonelada. Estos resultados igualaron a aquellos obtenidos en los experimentos a escala de la planta piloto.

Electro Oxidación

La electrolisis fué investigada como un medio de generar condiciones oxidantes in situ en la pulpa mineral preparada a partir de mineral carbonífero finamente molido y salmuera de NaCl. Esto resultaría en (1) una reducción potencial en los costos incidentes en la compra de reactivos de hipoclorito y cloro, como se comparó con los costos de energía y sal y (2) produciendo el oxidante requerido al ritmo deseado de tal manera que el exceso de oxidante no fuera consumido por el mineral.

Ya que el oxidante hipoclorito es el producto de la electrolisis en la pulpa, los factores que afectan la eficiencia de su producción son críticos en el proceso de electrolisis. El diseño del sistema de electrodo, concentración de la sal, conductividad de la salmuera-mineral en la pulpa, grado de electrolisis, tiempo, temperatura, y densidad de corriente fueron considerados todas variables importantes.

Tres sistemas básicos de electrodos fueron investigados - en los experimentos iniciales. El diseño del primer electrodo se muestra en la Figura IV-X, esta basado en el uso de un electrodo tubular consistiendo de un cátodo de tubo de cobre de 18' de longitud por 3' de diámetro, con un ánodo de grafito de 2' posicionado en el centro del tubo, las ranuras fueron cortadas longitudinalmente en el cátodo para permitir que la pulpa circulara entre los electrodos. Los experimentos preliminares con este sistema de electrodos indicaron que una considerable resistencia se presentaba al flujo de la pulpa, dando como resultado la formación de pulpa dentro del tubo del catodo.

El segundo sistema de electrodo (Fig. IV-XI) fué un simple arreglo tipo-plato, consistiendo de electrodos de -- grafito de 2 1/2" de ancho, 3/4" de grueso y 30" de largo. Anodo y catodo de grafito idéntico fueron colocados **separadamente** en un soporte no conductivo con 1/2" de espacio que permitió un flujo favorable de la pulpa a través del sistema. Este sistema de electrodos fué usado basicamente para todos los experimentos en la planta-piloto.

Los electrodos de grafitos requieren de una concentración de sal de 8 a 10% en la solución de la pulpa para evitar la degradación de los anodos. Por lo tanto fué investigado un tercer sistema de electrodos utilizando como anodo PbO_2 y como cátodo PbO_2 recubiertos con titanio y h erro. El anodo de PbO_2 puede ser usado para electrolisis en una solución de sal al 4% sin degradacion del anodo, por lo tanto se encontró un alto consumo de energía - con baja concentración de sal.

Durantes los experimentos pilotos iniciales en la Mina - de oro Carlin, se observó que la solución con lodos obtenida de la precipitación de oro con zinc fueron excesivamente alta en el contenido de oro. Considerando que la solución de lodo en la planta normal debe contener 0.001 onzas de oro por tonelada de solución, las soluciones de oro obtenidas por precipitación de la solución concentrada por cianuración del mineral carbonífero oxidado contenía tanto como 0.015 onzas de oro por tonelada de solu--ción . Análisis extensivos de las soluciones de la planta piloto y de las pulpas mostraron la presencia de cro-

mo en la solución concentrada en cantidades de 3 a 8 ppm. También había níquel en cantidades pequeñas. Pruebas de precipitación mostraron que el cromo presente en la solución concentrada en exceso de 1 a 1.5 ppm. podría afectar adversamente la precipitación del oro. Se reconoció que el mineral tenía menos que la cantidad requerida de cromo para que la solución concentrada tuviera 8 ppm. Por lo tanto un examen detallado de los equipos fué necesario para determinar las fuentes de cromo. El cubrimiento de hule de uno de los agitadores de acero inoxidable tipo marino en una celda de electrooxidación está dañado, permitiendo que el cromo en la aleación se disolviera anódicamente. El cromo obstaculizaba la precipitación del oro. El mecanismo de reacción, sin embargo, no fué investigado.

La concentración de sal mantenida en la solución de pulpa es una variable principal ya que afecta la conductividad de la pulpa y por lo consiguiente la eficiencia de la solución de hipoclorito. Los experimentos de laboratorio han indicado que el uso de una concentración de sal de 8 a 10% era deseable en la solución de la pulpa para una extracción favorable. Las investigaciones en la planta piloto de esta variable fueron hechas sobre el intervalo de concentración de sal de 1.7 a 8.9% en la solución de la pulpa. Las condiciones de operación mantenidas con un tiempo de electrolisis de 7 horas, usando mineral carbonífero 2 fueron de 200 amperes con una densidad de corriente de 55 amperes por pulgada cuadrada, de 5.2 a 5.8 volts y densidad de pulpa 40%.

La figura IV-XII muestra que la extracción de oro después de la cianuración del mineral oxidado se incrementó casi linealmente con el aumento de la concentración de la sal. El uso de concentración de sal en exceso 200 lbs. por tonelada de mineral dió como resultado extracción de oro en el rango de 95% (.01 onzas de oro por tonelada de colas). La figura IV-XIII muestra que los requerimientos de potencia correspondientes decrecen de 100 kwhr por tonelada de mineral a 1.7% de concentración de sal hasta 65 kwhr por toneladas de mineral a 8.9% de sal, en la cual el punto de extracción de oro está en el intervalo de 95% (0.01 onzas de oro por tonelada de cola).

El efecto del tiempo de electrolisis a diferentes temperaturas en la extracción de oro fué determinado en una serie de experimentos llevados a cabo a corriente constante y a una concentración de sal de 9%. Los datos dados en la figura IV-XIV indican que una temperatura operante de 40°C está cerca del óptimo para la producción de hipoclorito y para la oxidación de materia carbonífera en el mineral. El máximo en la extracción de oro a 40°C es atribuido al aumento del grado de descomposición de hipoclorito a temperaturas sobre 40°C y una disminución del grado de oxidación de la materia carbonífera abajo de 40°C. Ya que la cantidad de hipoclorito producido por medio de electrolisis es una función del tiempo, el incremento en la extracción de oro con respecto al tiempo de electrolisis mostrada en la figura IV-XIV es confirmado. La razón por el cambio aparente en el grado de oxidación mostrado por los puntos en la gráfica no fué investigado.

Como la densidad de corriente se aumenta, el voltaje -- requerido para una corriente fija también aumenta. -- El resultado de una alta densidad de corriente es un - excesivo consumo de potencia y el aumento de calor pues to dentro del sistema. Densidades altas de corriente - también causan reacciones indeseables en los electrodos que producen NaClO_3 en la celdas electrolíticas. Ya que los efectos benéficos obtenidos disminuyendo la densidad de corriente están limitados por el número de celdas que pueden ser colocadas en un tanque de agitación, deberá ser hecho un arreglo para un procedimiento operacional y práctico. De los datos fué aceptado una densidad de corriente de 0.5 a 0.75 amperes por pulgada cuadrada de superficie de anodo.

La sal sirve como buen conductor, sin embargo las partí culas sólidas en la pulpa evitan el flujo de corriente de ahí que la densidad de pulpa se vuelve una operación variable en la producción del hipoclorito oxidante. Los datos en la figura IV-XV son el promedio de los -- experimentos para determinar el efecto de la densidad de pulpa sobre la conductancia. Las medidas fueron tomadas con un puente de conductancia patrón. La información muestra un cambio de la densidad de la pulpa. Fué obtenida una disminución de .175 mho en la conductancia de una solución de sal al 10% (0% de densidad de pulpa) hasta 0.066 mho para una solución de sal al 10% a 60% de sólido. Parece ser que es mejor una más baja densidad de pulpa. Sin embargo con el tamaño del equipo de la planta, el 40% de sólidos es aproximadamente el - mínimo que puede ser agitado satisfactoriamente para - una buena operación de la planta.

Se obtuvo información de los espacios entre anodo y catodo, y su efecto sobre las relaciones voltaje-amperaje. La Tabla IV-VIII muestra la relación voltaje-amperaje a tres diferentes espaciamentos para varias concentraciones de sal manteniendo una temperatura constante de 35°C, 40% de pulpa en suspensión y una area en los electrodos de 18 pulgadas cuadradas tanto para el anodo como para el catodo. La figura muestra que conforme la concentración de sal decrece, el espaciado entre anodo y catodo se hace cada vez más importante. Usando 12 amperes a una densidad de corriente .67 amperes por pulgada cuadrada como patrón, la relación entre los espacios, concentración de la sal y voltaje se objetiviza facilmente (Tabla IV-VIII). La diferencia de voltaje en un espacio de 3/8 y 5/8 de pulgada es solo 0.5 volts, para una concentración de sal de 19.6% pero de 1.19 volts para una concentración de sal de 4.8%. Un espaciado de electrodo de 0.5 pulg. sería satisfactorio en la práctica operacional.

TABLA IV-VIII - EFECTO DEL ESPACIADO DE ELECTRODO SOBRE EL VOLTAJE A UN AMPERAJE CONSTANTE (12AMP) Y DENSIDAD DE CORRIENTE (0.67 AMP/IN²)

Espaciado	FEM, VOLTS		
	3/8 pulg.	5/8 pulg.	9/8 pulg.
Orientación NaCl:			
19.6 % en peso	3.6	4.1	4.4
15.5 % en peso	3.75	4.42	4.80
9.9 % en peso	4.15	4.80	5.30
4.8 % en peso	4.63	5.82	6.40

Otras constantes --temp. 35°C, 40% de pulpa, area de electrodo 18 pulg. cuadradas (anodo y catodo).

FIG. IV - X TUBO TIPO ELECTRODO ENSAMBLADO PARA LA PRODUCCION ELECTROLITICA DIRECTA DE NaOCl EN LA SUSPENSION MINERAL.

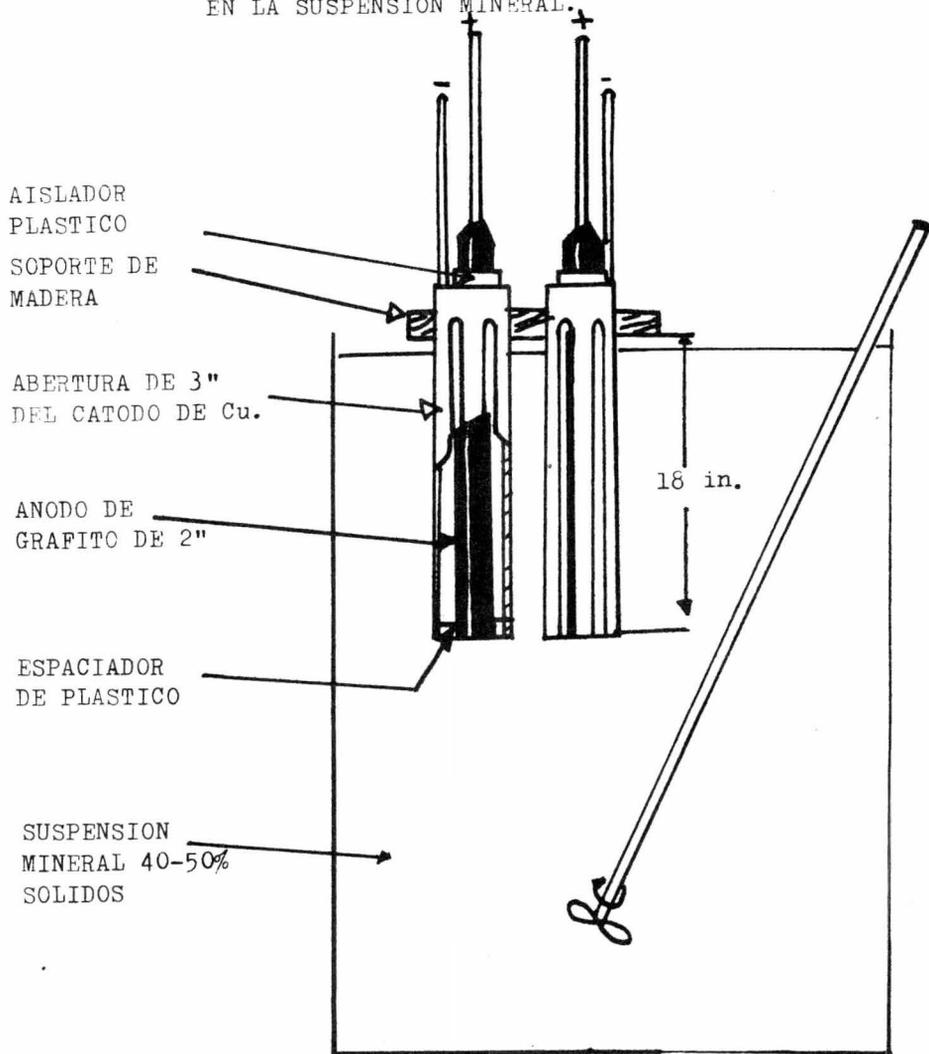
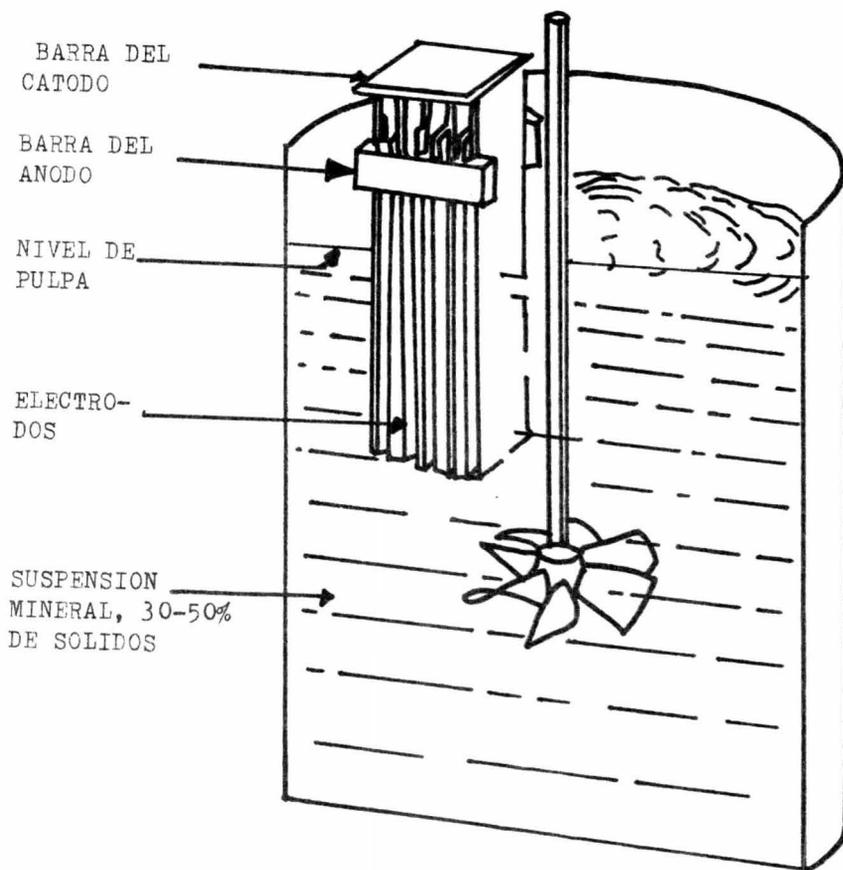


FIG. IV - XI ELECTRODO TIPO PLATO ENSAMBLADO PARA LA PRODUCCION ELECTROLITICA DIRECTA DE NaOCl EN LA SUSPENSION MINERAL.



A este punto de la investigación, se hace necesario estudiar dos alternativas conectadas con simulación de operación de una planta comercial para el tratamiento de minerales carboníferos de oro en unión con la planta de cianuración existente que procesa 2.400 toneladas por día de mineral de óxido. Una alternativa sería que la planta de tratamiento empleara filtración de la pulpa para que la solución de salmuera pudiera ser totalmente reciclada en la planta de oxidación, con el filtro lavado de la torta siendo enviado a cianuración con el mineral de óxido. Esto mantendría la sección de cianuración de la planta esencialmente libre de sal. La otra alternativa sería pasar la pulpa oxidada conteniendo NaCl directamente a cianuración con el mineral oxidado permitiendo así que las soluciones dentro de toda la planta contengan 10% de sal.

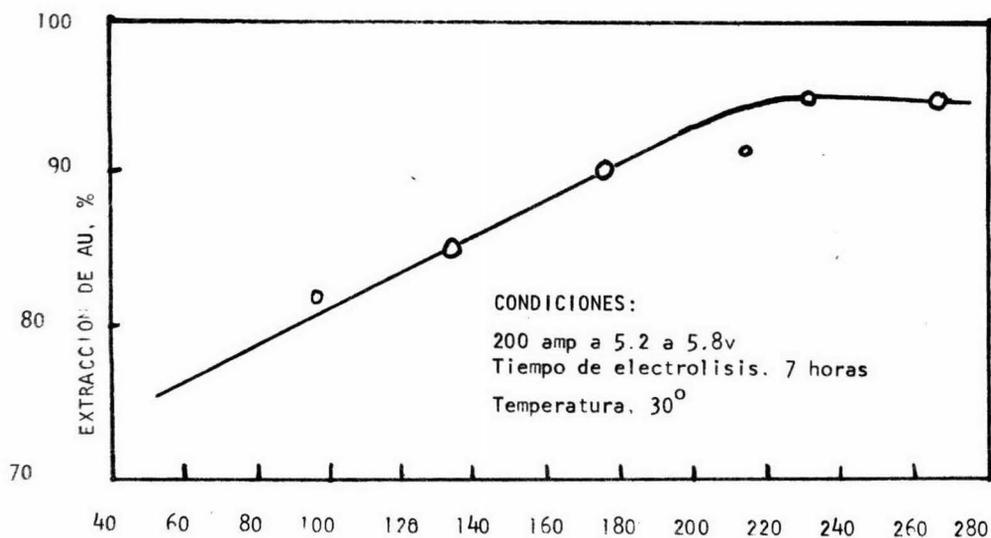
Los experimentos basados en la primera alternativa fueron conducidos en mineral carbonífero 3. La pulpa oxidada fué filtrada y la solución electrolítica de salmuera fué reciclada a través del sistema para determinar si una formación de componentes nocivos a la electrolisis podría ocurrir y la cantidad de sal perdida en la torta filtrada. La torta filtrada fué luego cianurada con mineral de óxido en una relación de 1 parte de mineral carbonífero oxidada a 6 partes de mineral oxidado. La solución en el molino fué usada en la cianuración y la solución del oro obtenida de la precipitación resultante de la solución concentrada fué usada como agua de lavado en el circuito de descantación a contracorriente (CCD). La Figura IV-XVI es un bloque simplificado del diagrama de flujo del sistema.

No se notó formación de impurezas con 10 reciclados de la solución de salmuera en el circuito de electrolisis y de la solución del oro en el circuito de decantación a contracorriente. La precipitación del oro a partir de la solución concentrada por la secuencia convencional de Merrill-Crowe fué favorable en esa solución de lodo que contenía menos - de 0.001 onzas de oro por tonelada de solución.

El tanque de filtrado usado en los experimentos de reciclado fué un tanque rotatorio de filtrado de 9 pies cuadrados. -- El ritmo de filtrado obtenido durante los experimentos con una densidad de pulpa de 45% fué 26 lbs. por pie cuadrado por hora. Las pérdidas de sal en la torta filtrada fueron de 40 a 45 lbs. por tonelada de mineral. Sin embargo, la - torta no estaba lavada con agua fresca. Un ritmo de filtrado máximo de 52 lbs. por pie cuadrado por hora fué obtenido con alimentadores sólidos a 52% conteniendo .20 lbs. de --- agente flocculante Betz 1320 por tonelada de mineral a un - pH de 11.5.

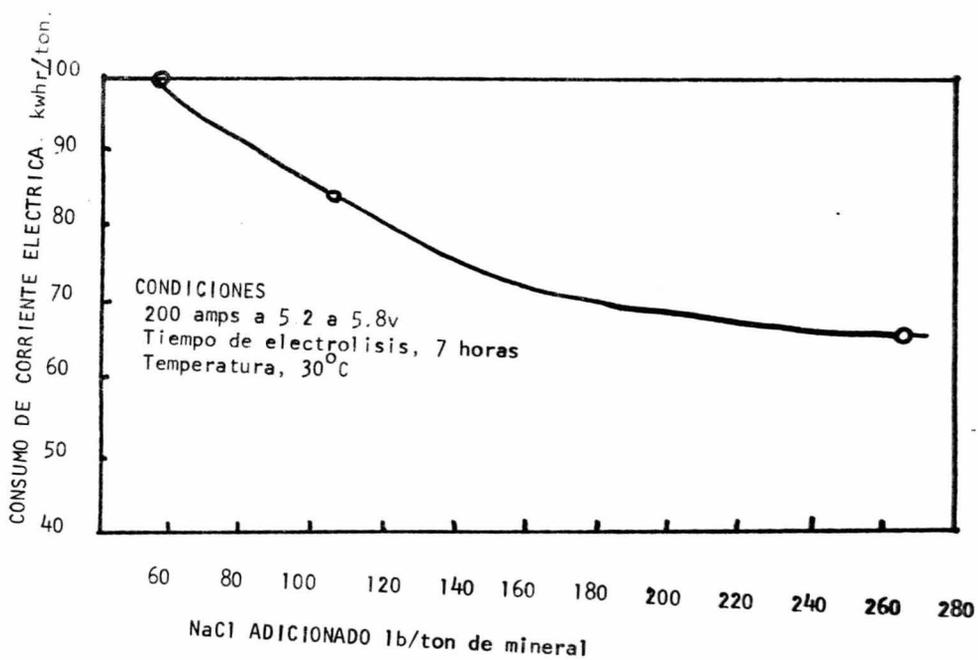
Para checar la factibilidad de la segunda alternativa, muestras de pruebas anteriores fueron tomadas del circuito electrolítico y mezcladas con pulpa del molino conteniendo 10% de sal. Estas mezclas fueron cianuradas y la solución contr centrada resultante fué precipitada en un aparato de banco. La extracción de oro fué idéntica a aquellas obtenidas en las pruebas anteriores quedando una solución de oro conteniendo .001 onzas de oro por tonelada de solución.

FIG. IV - XII EFECTO DE LA CONCENTRACION DE SAL EN
LA EXTRACCION DE ORO DEL MINERAL CAR
BONIFERO 2.



Se hicieron experimentos a escala en base a un grupo usando un tanque agitador de 6 x 7 pies capaces de sostener 7.5 toneladas de pulpa con 40% de sólidos. La electrooxidación fué llevada a cabo con dos bancos de electrodos de grafito usados en paralelo cada uno conteniendo 12 anodos y 11 catodos. Las pruebas fueron hechas a 40°C, 2,800 amperes de corriente, y 10% de concentración de sal en la solución de pulpa. Las pulpas oxidadas no fueron cianuradas en la planta piloto pero las muestras fueron tomadas con intervalos de 1 hora y cianuradas en una escala del banco. La figura IV-XVII muestra que la extracción de oro se incrementó con el tiempo de electrolisis, alcanzando un máximo de extracción de 89.4%, correspondiendo a 22 horas de electrolisis. Los datos obtenidos de otros experimentos indican que para hacer la planta a escala comercial no se presentarían problemas serios. Ya que las pérdidas de sal en las colas pueden representar un factor económico importante, un experimento usando una concentración de sal de 4% y el antes descrito sistema de electrodo PbO_2 cubierto con titanio y catodo y anodo de hierro fué -- llevado a cabo en un agitador de 6 x 7 pies. Las condiciones y procedimientos operantes fueron idénticas a aquellos usados para los experimentos con electrodos de grafito. Los resultados obtenidos fueron casi iguales a aquellos obtenidos con los electrodos de grafito. Sin embargo, el consumo de potencia fué aproximadamente 20% mayor.

FIG. IV - XIII EFECTO DE LA CONCENTRACION DE SAL
EN EL CONSUMO DE POTENCIA.



No fueron estudiadas las operaciones con las colas y las consecuentes pérdidas de sal; sin embargo, aproximadamente el 80% de las colas es mejorada con un mineral del -- tipo estudiado, cerca del 20% de la pérdida de sal puede ser anticipada una vez que el circuito alcanza un estado estable.

FIG. IV - XIV EFECTO DE TEMPERATURA EN LA EXTRACCION DE ORO DEL MINERAL CARBONIFERO 2.

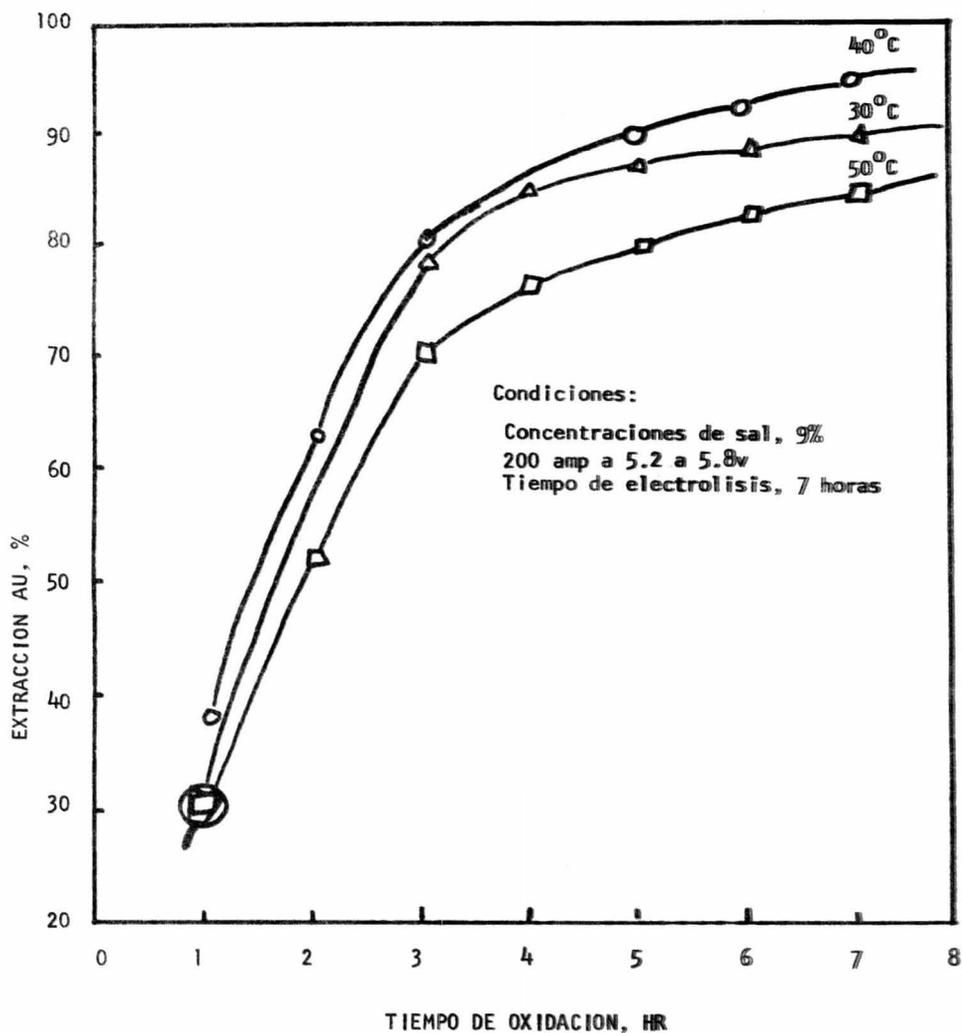


FIG. IV - XV EFECTO DE LA DENSIDAD DE PULPA SOBRE LA CONDUCTANCIA EN LA SALMUERA DE LA PULPA DEL MINERAL.

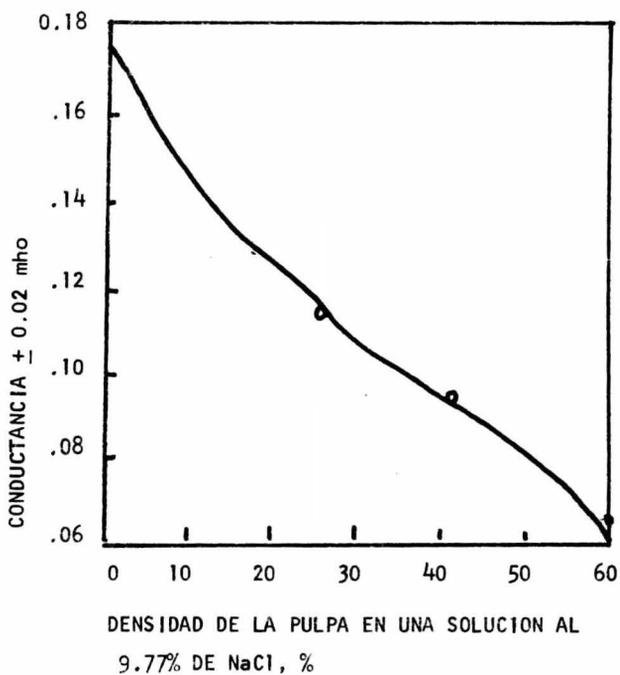


FIG. IV - XVI ESQUEMA DEL PRETRATAMIENTO DE ELECTRO-
OXIDACION.

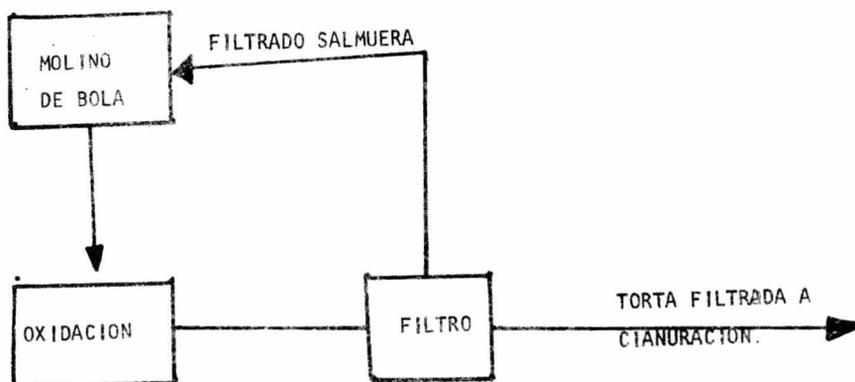
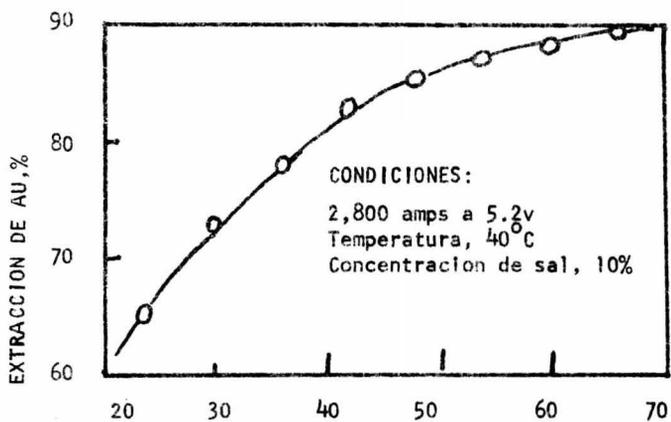


FIG. IV - XVII EFECTO DEL CONSUMO DE POTENCIA EN LA EXTRACCION DE ORO PARA UN EXPERIMENTO A GRAN ESCALA.



Debido al éxito de este proceso de electrooxidación fué patentado en los siguientes términos.

SUMARIO DEL DESCUBRIMIENTO.

Los minerales carboníferos de oro pueden hacerse adaptables a un proceso convencional de recuperación por pre-tratamiento con una mezcla de ácido-ozono, o hipoclorito alcalino de sodio o hipoclorito alcalino de calcio a una temperatura de 70°C. Las soluciones de hipoclorito pueden generarse in situ mediante electrolisis de -- soluciones de cloruros.

Antecedentes del Invento.

Campo de la Invención.

Esta invención se relaciona con la recuperación de oro de minerales carboníferos. Mas particularmente la invención concierne en un lavado mejorado con cianuro de aquellos minerales dentro de lo cual el mineral es -- tratado previamente al lavado con cianuro. Utilizando en esta forma el termino "mineral carbonífero" se re-- fiere a mineral refractario, es decir no fácil a un tratamiento convencional con cianuro, y uno que contiene impurezas carboníferas capaces de absorber complejo de cianuro aurico. Estos minerales contienen generalmente 0.25% - 0.8% por peso de carbón orgánico conteniendo -- propiedades similares a las del ácido húmico. El con-- tenido total de carbón en promedio de los minerales es de 2-5 por ciento en peso con porciones selectas del -- mineral que contiene hasta un 12% de carbono. Los mi-- nerales de este tipo se encuentran mezclados con minerara

les oxidados de oro por todo el mundo. Se encuentran especialmente donde quiera que el depósito aurífero - es el resultado de una deposición hidrotermica de --- extractos carboníferos. Grandes cuerpos de minerales carboníferos se encuentran en Africa del Sur, Nevada, Idaho, U.S.A. El proceso convencional por cianuración solo puede recuperar 25 - 30% del oro presente en los minerales carboníferos. En la actualidad hay grandes cantidades tanto de depósitos carboníferos localizados y de reservas de mineral carbonífero extraído que han sido descartados dado que ha resultado poco económico tratarlos mediante el proceso convencional con cianuro.

Descripción del Proceso. Los métodos previos para hacer tratables los minerales carboníferos de oro mediante tratamiento con cianuro han incluido el tratamiento del mineral con aceite tal como se revela en algunas patentes registradas en los Estados Unidos con agentes humectantes como se describe en dichas patentes. Mientras que este tipo de tratamiento disminuye la prematura adsorción física del complejo de cianuro aurico sobre el carbono inorgánico presente en algunos minerales de oro tales como grafito de esquistos, grafiticos y otra forma de carbones inorgánicos, se ha encontrado que no impide aun más adsorción química nociva atribuida al carbono orgánico presente en los minerales carboníferos. No se ha diseñado ningún proceso anterior para evitar tal adsorción del complejo de cianuro aurico. Consecuentemente hay una necesidad de establecer un proceso que permita la recuperación económica del oro de grandes fuentes conocidas de metal carbonífero.

Resumen de la Invención. Brevemente la presente invención presenta un método mediante el cual la habilidad de las impurezas carboníferas contenidas en el mineral carbonífero para absorber el complejo cianuro aurico formado en el proceso de cianuración, es destruido previamente a la cianuración. Esto se realiza mediante el tratamiento de una mezcla acuosa del mineral a una temperatura de 60°C. Ya sea con una mezcla de ácido-ozono, una sal de hipoclorito alcalino o formado in situ por una reacción química o por electrolisis de soluciones de cloruro.

Descripción de los Pasos Fundamentales.

Los materiales iniciales sobre los cuales operan la presente invención han sido denominados minerales carboníferos, un tipo específico de mineral de oro que es capaz de absorber cianuro aurico. Hasta aquí no ha sido reconocido el hecho de que los minerales de oro fueran capaces de absorber un complejo de cianuro aurico por medio de adsorción tanto química como física. Nuestros estudios han establecido que los minerales de oro carboníferos que contienen carbono orgánico si adsorben el complejo por medio de ambos mecanismos. Los ejemplos 1 y 2 abajo son ilustraciones claras de estos fenómenos. Como se muestra en el ejemplo 3 abajo al contactar el mineral con grandes cantidades de keroseno un tratamiento que ha sido mostrado por otro como efectivo, en la prevención de adsorción física, no elimina el problema de la adsorción del complejo. Es el descubrimiento que el tratamiento de minerales carboníferos a una-

temperatura menor de 60°C ya sea con un sistema acido-ozono o con un hipoclorito alcalino podrán evitar la absorción del complejo por impurezas carboníferas y por vez primera permitirá una recuperación económica del oro de minerales carboníferos. Los minerales de oro refractario han sido tratados previamente con sistemas acidos, como por ejemplo, la oxidación del acido descrito por Heddley en su patente. Ahi los minerales refractarios de metales preciosos son contactados con grandes cantidades de agentes oxidantes, acidos preferentemente. un sistema de aire de H_2SO_4 bajo altas presiones y temperaturas que fluctúan de 120 a 130°C . El propósito del tratamiento es oxidar el mineral de modo que las diversas impurezas no consuman el oxigeno necesario. Para la formación del complejo de cianuro aurico durante el problema de cianuración conforme las impurezas reaccionan con el oxidante a su vez forman acido adicional. En contradicción nuestro proceso no está diseñado a -- acrecentar la formación del complejo sino más bien a -- evitar la absorción del complejo por las impurezas --- carboníferas después de que ha sido formado. De acuerdo con esto el tratamiento acido-ozono de la presente invención no opera bajo las severas condiciones requeridas por Heddley. Las temperaturas no deben exceder 70°C y es preferible una temperatura de medio ambiente del lugar.

No se requieren presiones altas y se prefieren presiones atmosféricas por razones económicas. El tratamiento se efectúa formando primero una mezcla acuosa de mineral terrestre, es preferible utilizar mezclas de al-

ta densidad de una proporción aproximada de 1:1 de líquido a sólido más no es indispensable. Se agrega un mineral - ácido hasta que se obtiene un pH aproximado de 1. Para este propósito es preferible utilizar H_2SO_4 , nítrico ó clorhídrico en este punto el ozono es burbujeado a través de mezcla acidificada. La cantidad de ozono necesaria dependerá de la naturaleza del mineral carbonífero - utilizado. La cantidad optima de cada mineral se determina facilmente encontrando el punto en el cual la mayor adición de ozono no mejore la extracción de oro. A diferencia del proceso Heddeley mencionado el pH de la mezcla durante la adición de ozono aumentará gradualmente hasta que al final del tratamiento se obtiene un pH aproximado de 2 a 4. Ya que la eficiencia de la ozonación es mayor a más bajo pH, puede agregarse más ácido para mantener el pH dentro de un rango optimo de 1.0 a 1.5.

Después del tratamiento de ácido - ozono, el mineral carbonífero es filtrado de la mezcla y tratado por medios de la técnica de cianuración convencionales. Se encontrará en todos los casos que la recuperación de oro es así - aumentada debido al pretratamiento. Pueden esperarse - recuperaciones del orden de 90 a 96%.

Un pretratamiento con hipoclorito es una alternativa al tratamiento de ácido - ión- ozono descrito anteriormente. Los hipocloritos han sido utilizados previamente como un pretratamiento para la oxidación de impurezas en minerales auríferos, los cuales consumirían el oxígeno necesario durante la cianuración. La patente de Merrill es un ejemplo de tal proceso. Ahí, minerales refractarios con

teniendo materiales los cuales evitarían la cianuración por remoción del oxígeno de la solución son oxidados con un hipoclorito antes de la cianuración. El invento presente, el cual también contempla un pretratamiento con hipoclorito no está incluido con minerales del tipo descrito por Merrill, sino que se limita a los minerales -- carboníferos los cuales no impiden la cianuración por consumo del oxígeno, sino por la absorción del complejo cianuro aurico después de que este se ha formado.

El ejemplo 5 más abajo muestra que si aun cantidades masivas de aire se suministran durante la cianuración muy poco oro es recuperable.

El tratamiento de minerales carboníferos con hipocloritos se logra mediante la adición de hipoclorito de sodio o de calcio en forma sólida o en solución a una mezcla de mineral molido. Nuevamente son preferibles las suspensiones de elevada densidad de aproximadamente 1:1 de líquido a sólido. La cantidad de hipoclorito usada variará con el mineral al cual se va a aplicar el tratamiento así como con la amplitud del contacto. La temperatura de la suspensión deberá ser menor a los 70°C y deberá ser mantenida en el intervalo desde la temperatura ambiente hasta los 60°C . Siendo preferible temperatura de 50°C a 60°C . Se puede añadir caliza a la suspensión acuosa junto con el hipoclorito para ayudar al tratamiento pero no es necesario.

Como un avance posterior a este invento el hipoclorito puede formarse in situ química o electroquímicamente.

La formación in situ por reacción química se logra añadiendo NaOH y Cl a la suspensión de mineral. La formación electrolítica del hipoclorito se logra por electrolisis de una solución de NaCl, este último método puede utilizarse para formar el hipoclorito el cual se va a añadir a la suspensión de mineral, sometiendo toda la suspensión a electrolisis. La electrolisi NaCl es un método particularmente atractivo para producir el agente de tratamiento en sitios remotos. También si se utiliza la electrolisis se requiere menos calor externo durante el tratamiento.

Después de cualquiera de los tratamientos discutidos anteriormente, el mineral puede pasarse a una cianuración convencional con recuperaciones elevadas. A este respecto los siguientes ejemplos se dan para analizar e ilustrar el invento:

1. Un mineral conteniendo 0.23 onzas de Oro por tonelada, y 0.97% de carbón total incluyendo 0.35% de carbón orgánico fué tratado con una solución que contenía $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ teniendo una concentración de 11.1 g/lit durante dos horas. El análisis determinó que el mineral -- absorbió 12.5 onzas de oro por tonelada.
2. Un mineral conteniendo 0.00 onzas de oro y 10.1% de carbón total incluyendo 4% de carbón orgánico fué tratado durante dos horas con una solución que contenía cianuro aurico como en el ejemplo 1. Por medio del análisis se determinó que este mineral absorbió oro en una proporción de 139.9 onzas de oro por ton.

3. El mineral usado en el ejemplo 2 fué tratado con 8 galones/tonelada de keroseno antes del contacto con el complejo de cianuro aurico $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ como en el ejemplo 2; a través del análisis se determinó que el mineral tratado con keroseno absorbió oro en la proporción de 111.9 onzas de oro/tonelada.

Los ejemplos 1 y 2 ilustran el fenómeno de la absorción del cianuro aurico por los minerales carboníferos que tienen oro. El ejemplo 3 ilustra la naturaleza de la absorción. Ahí un mineral tratado con keroseno absorbió solamente el 85% del oro que absorbió el mismo mineral sin el tratamiento con keroseno. Esto muestra que los métodos anteriores de trabajar con los minerales carboníferos que contienen oro que iban dirigidos a absorción física estaban atacando únicamente una pequeña porción del problema total.

4. 100 g de un mineral conteniendo 0.23 onzas de oro por tonelada y 0.35% en peso de carbón orgánico fueron suspendidos con 300 ml. de H_2O 0.25 gramos de caliza y 0.10 g de NaCN agitados durante 24 horas y filtrado. Las colas fueron analizadas y la extracción de oro fué calculada en un 25 a 30%. Este ejemplo ilustra la pobre recuperación de oro de minerales carboníferos resultantes de la cianuración convencional.

5. El procedimiento del ejemplo 4 fué repetido y cantidades masivas de aires fueron burbujeadas a través de la suspensión durante la cianuración a través del análisis de la cola se encontró que la adición del exceso de aire no tuvo efecto sobre la recuperación de oro. Este ejemplo muestra que el problema con los minerales carboníferos no es que actúen como agentes reductores y absorban el oxígeno --- necesario para la cianuración dado que aún - con un exceso de oxígeno presente, los minerales carboníferos no responden favorable--- mente al lavado con cianuro.
6. 100 g del mineral utilizado en el ejemplo 4 fueron puesto en suspensión con 300 ml. de H_2O . El pH fué ajustado a 1 con H_2SO_4 . La suspensión fué agitada continuamente y se agregó - ozono a una proporción tal que nada de ozono escapara por la parte superior de la solución que fué de 2 g/hr. La ozonización se continuó durante 4 horas y en este tiempo el pH de la sus pensión se elevó a 2. Todo el tratamiento se desarrolló a temperatura ambiente. La suspen sión resultante fué filtrada, repulpada y tra tada con una cianuración convencional como en el ejemplo 4 a través del análisis de cola se encontró que la recuperación de oro fué del 96%.

7. El procedimiento del ejemplo 6 fué repeti---do sustituyendo acido nítrico por H_2SO_4 de---nuevo el oro recuperado fué de 96%.
8. El procedimiento del ejemplo 6 fué repe-----tido sustituyendo acido clorhídrico por -- H_2SO_4 , de nuevo el oro recuperado fué muy alto.

Los ejemplos 6, 7 y 8 ilustran el incremen-
to substancial obtenido en la recuperación
del oro de minerales carboníferos por trata-
miento con acido-ozono de acuerdo al presen-
te invento.

9. 100 g. de mineral conteniendo 4.8% de carbón
total del cual 0.42% es orgánico y 0.36 onzas
de oro por tonelada fué tratado por conven-
cional cianuración, como en el ejemplo 4 el
oro recuperado fué de 25%.

100 g. de la misma muestra fueron mezclados
con 150 mls. de H_2O . A esto se le añadió -
1 g. de caliza y 1 g de $NaOCl$. La suspen-
sión fué luego calentada a $60^{\circ}C$ por 1 hora.
Durante las siguientes horas, todavía a $60^{\circ}C$.
0.5 g. adicionales de $NaOCl$ fué adicionado
a la suspensión; el calentamiento fué con-
tinuado por 6 horas adicionales a $60^{\circ}C$ luego
a 0.10 gr. de cianuro de sodio fué agregado
y la mezcla fué agitada por 24 hrs. La ---
extracción de oro fué calculada en un 96%.

10. 300 gr del tipo de mineral usado en el ejemplo 1 fué mezclado con 2 litros de una solución al 0.4% de hidroxido de sodio. El cloro fué burbujeado a través de la suspensión a un ritmo de 4.8 g/hr durante 1.33 hr. El pH final fué 7.3, la mezcla fué luego filtrada, repulpada y tratada por cianuración convencional. El oro recuperado fué de 92%.
11. 100 gr de mineral del tipo usado en el ejemplo 8 fué mezclado con 300 ml de H₂O luego 30 g de NaCl le fueron añadidos. La mezcla fué luego colocada en una celda electrolítica que tenía anodo de grafito y catodo de cobre. 2 amp de corriente y 5 volts fueron pasados a través de la celda por 30 min. La mezcla fué constantemente agitada durante este periodo de tiempo, los electrodos -- fueron quitados y la temperatura se aumentó hasta 60°C. por 2 hr con agitación continua. La mezcla fué luego filtrada y repulpada con 300 mls. de agua antes de una cianuración convencional. El oro recuperado fué de 85%. Se esperaba que con equipos -- más sofisticados el porcentaje de oro recuperado usando la electrolisis in situ sería igual a aquel obtenido en los otros peldaños del invento.

Los ejemplos 9, 10 y 11 ilustran la mejoría en la recuperación del oro a partir de mine

rales carboníferos debido al tratamiento con hipoclorito antes de la cianuración. Los dos últimos ejemplos ilustran los diferentes significados de la producción in situ de hipoclorito.

Aún cuando la invención ha sido descrita ahora con referencia a preferidos ejemplos específicos, será fácilmente apreciado por aquellos que conocen los procesos de extracción que --- muchas modificaciones y adaptaciones del invento son posibles sin salirse del espíritu y -- alcance del invento mencionado anteriormente.

CONCLUSIONES:

1. Es un método para el tratamiento de minerales carboníferos de oro para evitar la absorción del oro $(CN)_2^-$ durante una subsecuente cianuración y lavado incluyendo un contacto con una mezcla acuosa de dicha mena con un mineral ácido abajo pH de la mezcla del orden de 1 a 2 y tratados ulteriores de la mezcla con ozono a una temperatura menor de $70^{\circ}C$.
2. El método 1 establecido, donde dicho mineral ácido es seleccionado de un grupo consistente de --- ácido sulfurico, ácido nítrico y ácido clorhidrico.
3. El método 2 establecido, donde el pH de dicha mezcla es mantenido en el orden de 1.0 - 1.5 durante la adición de ozono.

CAPITULO V

CONCLUSIONES

La necesidad de obtener valores de oro a partir de fuentes difíciles como es el caso de los minerales carboníferos -- que contienen oro, nos lleva a las siguientes conclusiones:

Es necesario analizar e identificar el tipo de mineral que vamos a tratar ya que como se ha observado en los capítulos anteriores, el material carbonífero puede presentarse orgánico, o ácido húmico. También es necesario establecer si nuestro mineral está fundamentalmente asociado con material dolomítico o silíceo y a la vez objetivizar que otro mineral como barita, cinabrio, illita, etc., estuviera presente que podría obstaculizar o favorecer el tratamiento que vamos a dar a nuestro material para obtener los mejores y más altos valores de oro.

También debemos de establecer la relación cuantitativa en que se encuentra el contenido de oro en nuestro mineral con respecto al material carbonífero, ya que como se ha observado en este trabajo, el contenido de estos yacimientos -- varía ampliamente en cuanto al contenido de material orgánico se refiere; llegando incluso a tener desde 2 al 7% (caso Carlin).

El porque se deba establecer la relación cuantitativa entre oro y material carbonífero es con el objeto de conocer de que manera va a comportarse nuestro material cuando sea tratado por el método de cianuración ya que el material orgánico absorbe todo el cianuro aurico, evitando-

así que el mineral se pueda beneficiar por cianuración, de ahí que en la medida que el mineral carbonífero - con valores de oro sea más alto en contenido orgánico en esa misma medida va a interactuar con más facilidad con el complejo de cianuro aurico.

Quando se habla de cianuración se refiere específicamente a este procedimiento porque se emplea generalmente en el beneficio de minerales simples de oro y plata, pero no sería apropiado en este caso ya que consumiría demasiado cianuro.

En el proceso de cianuración se usan polvos de Zn, el cual precipita el oro, más en el caso mencionado tampoco -- sería apropiado debido a que la presencia de minerales -- carboníferos pre-interrumpe la acción de los polvos de Zn. Por todas estas razones, se debe tener una idea clara del porcentaje de carbón que contiene el mineral.

Por otra parte parece adecuado combinar el tratamiento de cianuración con el de flotación, dependiendo fundamentalmente de si el mineral tiene algún contenido de sulfuros (Galena, etc.) ya que como se ha visto en la Planta de -- McIntyre el método de flotación dió buenos resultados para mineral carbonífero de oro.

Este método que ultimamente se ha venido generalizando para la mayoría de los metales, es muy útil en este caso específico: a) por la facilidad de encontrar en el mercado -- los reactivos como xantatos, butano, quebracho que se utilizan en la flotación, b) porque el espacio para distribuir

los equipos como quebradora, molinos, espesadores, ciclones, celdas de flotación, etc., por lo general da como resultado un circuito lineal, lo cual facilita su operación a los trabajadores de la planta, c) porque en la flotación, lo que más se usa es agua y esta no es cara, ni difícil de obtener o transportar, d) otra ventaja de este método, es que no se necesita mucho personal, fundamentalmente en la planta de beneficio para su desenvolvimiento.

Se hace alusión a este método de flotación ya que de hecho puede ser un valioso auxiliar para la cianuración de minerales carboníferos con contenido de oro. Además una de las soluciones que se han dado al problema del tratamiento de este tipo de material tanto en la Unión Soviética como en Canadá, fué el de la flotación.

Lo que se necesita para llevar a cabo una buena flotación, en este caso concreto, es uno o varios reactivos que sirvan como depresores de sustancias orgánicas, y como se experimentó en McIntyre después de varias pruebas, se encontró que el "JCM", es un buen depresor de materiales grafíticos, lográndose una recuperación de oro de 95%. Además del "JCM" otro reactivo que dió buenos resultados en la limpia del material carbonífero fué el quebracho que como se describió antes es un extracto natural, que abunda mucho en América, y por lo tanto es fácil de disponer de él, ya que no es caro.

En cuanto a las diversas soluciones que se da al problema en la Unión Soviética, se ve que el método de flotación combinado con otros tratamientos dió óptimos resul-

tados, y aunque los reactivos usados como depresores, activadores y colectores no fueron exactamente los mismos que se utilizaron en Canadá, estos se encuentran disponibles en la industria minera. Es obvio que en el caso de la Unión Soviética el problema fué más fácil de resolver ya que el 50% del oro estaba en su estado nativo y el % en peso de carbón no excedía del 3%.

En cuanto al proceso de oxidación usando hipoclorito de sodio, cloro y generando el hipoclorito en la planta desarrollada en la Mina de Carlin por la Dirección de Minas de los Estados Unidos de América, y cuya patente realizaron los investigadores B.J. Scheiner, R.E. Lindstrom y T.A. Henrie, se considera que hasta la actualidad ha sido -- la solución más completa, y factible en la recuperación de minerales carboníferos refractarios que contienen oro, porque ellos aislaron e identificaron el carbón y los --- compuestos orgánicos para así tener una base científica-- de la razón por la cual el material no podría ser tratado convencionalmente, y además su proceso vence totalmente - los efectos nocivos del material carbonífero y por ende - permite una efectiva y económica recuperación del oro.

Se considera que una ventaja de los análisis que se llevaron a cabo para desarrollar este proceso fué el haber podido identificar que el material carbonífero contenía diferentes tipos de carbón que obstaculizaba una favorable extracción! 1.- un tipo activado de carbón que adsorbe complejo de $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ y 2.- un compuesto tipo hidrocarburo que contiene oro que no es atacado por cianuro.

Otra ventaja de este método de oxidación es que nos permite tener una extensa variedad de sistemas de tratamiento de oxidación como son ozono, sodio, cloruro de sodio, hipoclorito de sodio, percloratos, permanganatos y cloruro; siendo favorable ya que si no se dispone de uno, se puede escoger otro, obteniéndose casi similares resultados en la extracción de oro confirmando esto la veracidad del concepto de oxidación.

Por otra parte el hecho de que se haya seleccionado el hipoclorito de sodio como un oxidante standard para el proceso, es factible dado que es de bajo costo, es fácilmente disponible, y fácil de manejar e incluso de agregar en cantidades específicas en medio reactivo.

Se considera también que este método de oxidación es muy económico ya que a la vez tienen un proceso efectivo de generar hipoclorito de sodio directamente en la pulpa por medio de la electrolisis. Esto constituye una venta adicional porque el hipoclorito de sodio producido se consumiría casi inmediatamente, evitándose así tener que comprarlo o transportarlo de algún lugar fuera de la planta de beneficio.

Un factor que no puede ser consistente en este método es la forma de adicionar el oxidante, y de hecho así lo observaron los investigadores, ya que si la oxidación de los componentes orgánicos en el mineral no es altamente dependiente de la concentración, de NaOCl, se desperdiciaría hipoclorito de sodio en exceso en el proceso de descomposición.

También al usar este método se debe tomar muy en cuenta este factor ya que la adición de NaOCl a la pulpa mineral en altas concentraciones podría traer como consecuencia la oxidación innecesaria de componentes minerales no nocivos a la cianuración, esto bajo condiciones altamente oxidantes.

Otro factor que se considera oportuno mencionar en esta conclusión es sobre la utilización de temperaturas bajas que se usan en el método de oxidación. Como hemos observado en los experimentos y patentes sobre este método los intervalos de temperatura oscilan entre 40° y 60°C, condición esta que hace económico el proceso ya que evita costo considerable en el consumo de energía.

Por otra parte se puede señalar el hecho de que los equipos utilizados en este proceso no son nada sofisticados, poco costosos y fáciles de operar, y de ahí su fácil mantenimiento.

Y por último se mencionan las condiciones de pH, las cuales como se ha observado son fácilmente controlables en este proceso con la adición de cal en relación adecuada con la cantidad de mineral que se esté tratando.

Se puede sintetizar estas conclusiones confirmando que el tratamiento de mineral carbonífero de oro está siendo resuelto en diversas partes del mundo.

El método de oxidación electrolítico dió como resultado una recuperación alta de oro por cianuración subsecuente. El oro que está acomplejado por compuesto del tipo ácido

humico fué liberado y las propiedades adsorsivas del mineral fueron eliminadas por el tratamiento de oxidación.

Las extracciones de oro en el rango de 90% fueron obtenidas de varios tonelajes de muestras de mineral de la mina de oro en Carlin.

Una función metalúrgica equivalente en la práctica en la presente planta fué obtenida con hipoclorito de sodio, - cloración y electrooxidación.

También en la Unión Soviética y en el Canadá dieron soluciones diversas aunque parecida ya que utilizaron una flotación de sus respectivos minerales.

Se considera finalmente que la elección de cada uno de estos métodos:

1. El desarrollado por la dirección de Minas en E.U.A.
2. El desarrollado por los operarios en McIntyre.
3. Los diversos desarrollados en la Unión Soviética.

Es dictaminada por condiciones económicas tales como el costo y la disponibilidad de potencia eléctrica, hipoclorito de sodio y cloro.

Por la disponibilidad en el caso de flotación de los reactivos depresores grafiticos y de cuarzo como el JCM, el quebracho, Bu Xantato, y silicofluoruro de potasio, etc.

Debido al creciente aumento del precio del oro en el mercado y a los escasos yacimientos con valores considerables de oro, será necesario cada vez mas intensificar los experimentos e investigaciones con minerales carboníferos para mejorar o modificar los procesos que existen en la actualidad.

CAPITULO VI

BIBLIOGRAFIAS CONSULTADAS

1. American Metal Market, 1972. Australians Develop New Process for Extracting Metals from Ores.
2. Banco de México, 1975. Promedios Mensuales de las Cotizaciones del Oro.
3. Bureau of Mines, U.S.A., 1974. Gold Production of the World.
4. Business in Latin America, 8/9/73. Recent Mining Decree Issued In The DR Reflects Growing Nationalist Demands.
5. Contreras Castro David. Experimentación de Minerales de Oro y Plata por el Proceso de Cianuración. Comisión de Fomento Minero, México, 1967.
6. Dorfman André. Treatment of Gold and Silver Ores. United States Patent Office.
7. Engel A.L. Cyanidation of Gold-Silver Ore from Manhattan, Nev. Report of Investigations 4819. Bureau of Mines.
8. Engineering Mining Journal, September, 1968. Oxidation: Key to unlocking refractory Au.
9. Falconer Stuart A., Robert B. Booth. Wetting Agent In Cyanidation. United States Patent Office.
10. Farnand J.R., F.W. Meadus, and I.E. Puddington. The Beneficiation of Gold Ore By Oil-Phase Agglomeration. The Canadian Mining and Metallurgical, December, 1969.
11. Glukhov, V.S.; Pokid, N.S. (USSR). Technological study of carbonaceous gold-containing ore. Chemical Abstract, Vo. 78, 1973.

12. Handy & Harman. The Silver Market 1974.
13. Hedley Norman and Howard Tabachnick. Process of Recovering Precious Metals from Refractory Source Materials. United States Patent Office.
14. Hedley Norman and Howard Tabachnick. Chemistry of Cyanidation. Mineral Dressing Notes No. 23, American Cyanamid Co., New York, December 1968.
15. Ignat'eva, K.D.; Khranchenko, S.I. (USSR). Flotation concentration of carbonaceous gold-containing ores from one deposit. Chemical Abstract, Vol. 74, 1971.
16. Jacobs A.L. Gold Recovery Process. United States Patent Office, December, 1971.
17. Laskorin, B.N.; Glukhov, V.S.; Vyal'kov, V.I.; Volkov, V.P. (USSR). Gold extraction from difficultly beneficiable carbonaceous gold-containing ore. Chemical Abstract, Vol. 78, 1973.
18. Minerals Yearbook, 1971. Gold.
19. Nice Roland W. Recovery of Gold From Active Carbonaceous Ores at McIntyre Porcupine Mines Limited, Schumacher, Ontario. Cyanamid de México, 1974.
20. Nichols Ivan L. and LeRoy Peterson. Leaching Gold-Bearing Mill Tailings from Mercur, Utah. Report of Investigations 7395. Bureau of Mines, 1970.
21. Potter George M. Recovering Gold From Stripping Waste and Ore by Percolation Cyanide Leaching. Technical Progress Report - 20. Bureau of Mines, December, 1969.
22. Radtke Arthur S., and Bernard J. Scheiner. Studies of Hydrothermal Gold Deposition (1). Carlin Gold Deposit, Nevada: The Role of Carbonaceous Materials in Gold Deposition. Economic Geology, v. 65, No. 2, 1970.

23. Scheiner Bernard J. and R.E. Lindstrom. Recovery of Gold from Carbonaceous Gold Ores. United States Patent, 1971.
24. Scheiner B.J., R.E. Lindstrom, and T.A. Henrie. Oxidation Process for Improving Gold Recovery from Carbon-Bearing Gold Ores. Report of Investigations 7573. Bureau of Mines, 1971.
25. Scheiner B.J., R.E. Lindstrom, and T.A. Henrie. Processing Refractory Carbonaceous Ores for Gold Recovery. Journal of Metals, March 1971.
26. Scheiner B.J., R.E. Lindstrom, W.J. Guay, and D.G. Peterson. Extraction of Gold From Carbonaceous Ores: Pilot Plant Studies. Report of Investigations 7597. Bureau of Mines, 1972.
27. Simons Frank S. and William C. Prinz. Gold. United States Mineral Resources, 1973.
28. World Mining, November, 1974. Homestake uses Carbon-in-Pulp.
29. World Mining, January, 1974. Caribbean; Dominican Republic.
30. Zyryanov, M.N.; Niving, A.P.; Poletaev, S.V. (USSR). Degree of extraction of gold from different forms of its association during chloride sublimation.