

---

# BOLETIN

DE LA

## SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA

---

### DIRECTORIO DE LA SOCIEDAD

**PRESIDENTE**  
**José de Respaldiza**

Aguirre, Cesáreo  
Aldunate Solar, Cárlos  
Andrada, Telésforo  
Besa, Cárlos  
Coo, José Luis

Cousin, Luis  
Chiapponi, Marcos  
Elguin, Lorenzo  
Fernández López, Eujenio  
Izaga, Aniceto

**VICE-PRESIDENTE**  
**Moises Errázuriz**

Lecaros, José Luis  
Pinto, Joaquin N.  
Prieto, Manuel A.  
Torretti, Roberto  
Valdivieso Amor, Juan

**SECRETARIO**  
**Orlando Ghigliotto Salas**

---

### La Escuela Práctica de Minería de Santiago

---

Ha sido anhelo del Gobierno de Chile dotar al país de una escuela para formar los que en España llaman capataces de mina i en Inglaterra captain of mine, es decir, este trait—d'—union tan indispensable entre el ingeniero i el obrero minero. En un país como Chile, donde la industria minera representa una parte mui importante de su riqueza, es mui conveniente presentar garantías al capital para que se atreva a desafiar los mil peligros de esta industria; i una de las mejores garantías es casualmente de formar un personal idóneo, capaz de velar por dichos capitales i dirigirlos por buen camino; por esta razón cualquier sacrificio que se imponga al Gobierno para fomentar una escuela práctica de mineros resultará un bien positivo para el país.

La escuela que existe actualmente en Santiago, bajo la dirección de un distinguido ingeniero de minas, el señor Augusto Orrego Cortés, i bajo la vijilancia de la Sociedad Nacional de Minería, ha alcanzado ya un grado de perfección mui notable, i allí se han formado jóvenes laboreros i beneficiadores de metales que están desempeñando, en varios puntos de la República, cargos de responsabilidad i que hacen honor al Director de la Escuela i a los profesores que lo han guiado en los primeros pasos de su carrera minera.



Esta escuela, como ya he dicho, tiene por objeto formar laboreros de minas i beneficiadores de metales. La enseñanza que se da en la Escuela es gratuita, esencialmente práctica: los cursos duran dos años i comprenden los siguientes estudios:

- a) Ensayos de oro, plata, cobre, plomo, carbon i salitre.
- b) Conocimiento de los criaderos metálicos del país i de las rocas en que se encuentran, o sea, mineralojía i jeolojía minera.
- c) Esplotacion de minas.
- d) Mensura de minas.
- e) Dibujo especial i jeometría práctica.
- f) Preparación mecánica.

Los alumnos están además obligados a practicar a lo ménos seis meses en una mina.

El curso de beneficiadores de metales abraza el estudio de los siguientes ramos:

- a) Ensayes i elementos de química aplicada a la Metalurjia.
- b) Preparacion mecánica.
- c) Metalurjia del oro, de la plata, del cobre i del plomo.
- d) Dibujo i jeometría práctica.
- e) Mineralojía.

Anexo a la Escuela existe un establecimiento metalúrjico en el cual se pueden ejecutar, de una manera práctica, las principales operaciones metalúrjicas, como ser la molienda, la concentracion con distintos sistemas, la amalgamacion de la plata i del oro, la fundicion en hornos de soplete. Este establecimiento que ha nacido, se puede decir, de la última Esposicion de minería, además de una utilidad evidente para los alumnos de la Escuela, presta tambien servicios mui considerables al público en jeneral, pues allí se pueden ensayar en una escala ya industrial los minerales que presentan los interesados, i guiar a éstos a escoger, sobre la base de la esperiencia, el método mas adecuado para su beneficio.

Como se ve, este establecimiento ha alcanzado ya un desarrollo mui notable; sin embargo, instituciones de esta naturaleza están llamadas a progresar i perfeccionarse continuamente, siendo que las exigencias de la industria van tambien trasformándose, i aumentando. Por esta razon, creo no será fuera de oportunidad enunciar algunas ideas sobre el rumbo que, en mi concepto, debería tomar la instruccion práctica de los laboreros de minas i beneficiadores de metales.

El título de Escuela *práctica* se presta fácilmente a una mala interpretacion: se podria suponer que se tratara de una institucion que tuviera por objeto enseñar la práctica de la minería a sus jóvenes alumnos, que tuviera la pretension de formar unos jóvenes ya aptos a dirigir, sin ningun aprendizaje, un establecimiento minero.

Creo que esto es un grave error: la práctica no se enseña en ninguna escuela, lo mismo que ningun padre, por cariñoso que sea con sus hijos, les enseña la esperiencia de la vida. Todo lo que puede hacer el buen padre es infundir en sus hijos algunos principios que sirvan de base para su futura esperiencia, así que, en lugar de pasar por una serie de arrepentimientos, marchen derecho en el camino de la vida.

Del mismo modo la Escuela Práctica no puede aspirar a mas que suministrar a sus alumnos los principios que los guien a lanzarse en sus futuras tareas, sin pasar



por mil desilusiones; tiene por objeto enseñarles los mejores métodos para aprovechar de la esperiencia, i de ese modo evitar un mal bastante comun, cual es el que los hombres lleguen a ser viejos i todavía no tengan esperiencia.

Bien sentado este principio, pasará a indicar algunas ideas sobre el sistema que en mi opinion, es el mas adecuado para conseguir este resultado.

Dividiré mis observaciones en dos partes, una que se refiere a la materia de enseñanza i la otra al método.

No hai, creo, arte en el mundo que se base sobre mayor número de ciencias como el arte del minero. La jeología le enseña a clasificar i distinguir los varios horizontes; la mineralojía, a apreciar su materia prima; la química, a sacar provecho de la misma; la física i la mecánica, a utilizar las fuerzas para trasformar la materia prima en metales útiles a las industrias; la matemática con la jeodesia, a trazar los planos sin los cuales seria como navegar sin brújula; en fin, la ciencia económica, a coordinar todas las demas ciencias al objeto fatal, que es producir con ganancia.

Para formar un joven apto a abarcar esta industria tan compleja, seria mui tentador darle siquiera un extracto de todas estas ciencias, creando una cátedra por cada una de ellas. Formar en la intelijencia del joven minero un conjunto armónico de todas estas ciencias, sin tener que entrar a desarrollar cada una de ellas, ahí está el problema.

Felizmente muchas de estas ciencias se pueden reducir a su mínima espresion sin detrimento ninguno.

Así, por ejemplo, una parte importante de la jeología, la paleontolojía, que a los ingenieros de minas nos ha sido enseñada en cursos de varios años, creo no errar al decir que a un laborero de minas pudiera ser enseñado en pocos minutos mas o ménos en la forma siguiente: yo presentaria a los alumnos unos cuantos fósiles, no importaria que fueran de la época miozoica o paleozoica o triásica o jurásica, i les diria: éstos que ántes de Leonardo da Vinci han sido considerados como juegos de la naturaleza, son los que han permitido estudiar el desarrollo progresivo de la vida en la costra terrestre i al mismo tiempo distinguir i clasificar las varias formaciones jeológicas. Cuando ustedes encuentren algo parecido a esto, recójalo con el mayor cuidado, fijense con toda exactitud en la localidad donde los han encontrado, i envíenlo mui bien acondicionado i con el nombre de la localidad, a la Universidad de Chile, donde hai personas que sabrán hacer tesoro de ellas, i ustedes habrán hecho un verdadero bien a la ciencia. Por mi parte, con esta leccion algo concisa, creo habré hecho tambien un verdadero bien a la ciencia, mucho mas que enseñando a distinguir una terebrátula de una amonita.

I no solo a la ciencia, sino al carácter de los jóvenes alumnos habré hecho un señalado bien, pues el barniz de la ciencia es la que enaltece el orgullo i deprime el sentido comun.

La jeología dinámica tambien se puede condensar en pocas lecciones, pues las leyes verdaderamente reconocidas en esta ciencia son mui reducidas.

La jeología práctica se deberia limitar a la petrografía i a ésta se deberia dar el mayor desarrollo posible, abarcando el exámen al microscopio, el estudio con el soplete, la determinacion del peso específico, i de todas las cualidades físicas de las piedras, buscando una clasificacion sencilla i la ménos retumbante de nombres raros, que son



un legajo mui vano que nos han dejado los hombres de ciencia de toga, de otro siglo.

La mineralojía tampoco puede ser sacrificada en la enseñanza, siendo la base de la minería, i creo deberia ser obligatorio para cada alumno formarse una coleccion particular.

La química, esta madre fecunda de las industrias modernas, es tambien mui tentadora; pero hai que fijarse que, como toda ciencia exacta, esta ciencia no admite aproximaciones, i lo de formar unos químicos competentes es mucha tarea. Entre una ciencia aproximada o la ignorancia yo no vacilo: prefiero la ignorancia.

En mi carrera minera me ha sucedido varias veces encontrar ensayadores mui competentes, cuya firma llegaba a ser una verdadera autoridad, i que por el otro lado eran mui ignorantes de química. El arte del ensayador es meramente empírico, i creo que el método que empleaba en la Escuela de Minas de Lóndres un gran sabio, el finado Yohn Percy, es el mejor; hacer repetir a los alumnos el mismo ensaye aunque sean quinientas veces hasta que en los resultados no se note la menor diferencia.

La física i la mecánica son tambien ciencias que abarcan mucho campo, pero el manejo práctico de las máquinas, de las cuales la escuela de Santiago tiene un plantel tan importante, podrá sustituir con provecho un curso teórico; creo que a ese plantel se deberia añadir una pequeña maestranza donde los jóvenes se ejercitaran en el manejo de las herramientas mas comunes i que tantas veces aun los ingenieros tenemos necesidad de saber manejar.

Un curso teórico de economía política creo seria de lo mas indispensable.

La intelijencia humana es un conjunto armónico, que no se puede desarrollar demasiado en una de sus partes sin detrimento de su conjunto. Así que, dando a la instruccion un carácter meramente práctico, es preciso compensarla con alguna enseñanza de carácter espiritual. Nada mejor que la economía política. Corren tiempos en que la lucha del capital con el trabajo estravía a muchos espíritus. En la revolucion social que agobia a la vieja Europa hai un fondo de verdad que aun los hombres mas contentos i mas apegados a las tradiciones de sus nobles padres, no dejan de reconocer. Organizar estas ideas, mostrar que no hai tal lucha entre capital i trabajo, sino un vínculo insoluble entre estos dos elementos para el progreso de la humanidad, i al mismo tiempo deslindar los derechos del uno i del otro, esta es la tarea de la ciencia económica, i dedicar algun tiempo a este ramo, no seria un lujo de erudicion sino un deber, pues no podrá haber profesionista donde no haya hombre.

A la dificultad que presenta la superabundancia de material necesario a los conocimientos del minero, puede poner un eficaz remedio el método. Un apreciado colega, el señor Wáshington Lastarria, me decia que segun él un buen maestro, es decir, un buen ingeniero de minas que se dedicara a formar capataces de minas, seria mas provechoso que todo un cuerpo de profesores. Encuentro que hai mucha verdad en esto; es decir, el espíritu de esta idea es que en una Escuela de capataces deberian desaparecer las cátedras, i la instruccion deberia ser personal. Cuando un profesor está encargado de enseñar, por ejemplo, jeolojía, es mui tentador dar a esta ciencia el desarrollo que merece su importancia, miéntras que, si un ingeniero no tiene otro programa que formar unos ayudantes, hará una seleccion racional de todos los conocimientos necesarios para su alumno.



En las escuelas técnicas de Europa he conocido hombres que en lugar de dejar impresa en la inteligencia de sus discípulos una u otra ciencia, han dejado su propia personalidad tan estampada que les sirve como guía en toda su futura carrera.

Esto de hacer desaparecer la cátedra en un método de enseñanza es un don especial que pocos profesores poseen, i es, sin embargo, un ideal brillante al cual todos deberian tratar de aproximarse.

Un agregado mui útil para la Escuela Práctica de Minería seria un museo de jeología aplicada, como el célebre museo de Jermyn Street de la Escuela de Minas de Lóndres, conocido bajo el nombre: Museum of practical Geology.

En este Museo las rocas i los minerales están clasificados en su orden industrial, es decir, las rocas i los minerales figuran junto con sus derivados como metales ejes i demas productos. Un museo de jeología práctica, anexo a la Escuela, seria de una importancia trascendental.


Si uno examina bien el aspecto jeneral de un pais, el carácter mismo de sus habitantes es en gran parte debido a la jeología de su territorio. La Inglaterra no seria el pais industrial por excelencia si sus minas de carbon i de fierro no le hubiesen puesto en la mano estos dos poderosos factores de la industria; Grecia e Italia no habrian sido la cuna del arte si sus hijos no hubiesen tenido a la mano los mármoles de Paros i de Carrara; Francia no seria la maestra del lujo i del buen gusto si su tierra no le regalase toda clase de riqueza; Alemania no seria el pais del trabajo, del esfuerzo, del ahorro, si desde tiempo inmemorial no hubiesen sus habitantes aprendido a luchar con la aridez de su suelo, sacando provecho de riquezas escondidas en las entrañas de su tierra. La arquitectura de cada pais, i como consecuencia sus costumbres, que tanto dependen de la misma, varían con estas fuerzas tan poderosas que son la jeología i el clima.

Ahora bien, un museo que ponga en evidencia este principio, que desde los depósitos de caolina nos lleve a la cerámica, desde el carbonato de cal sacaroide al capitel corintio, desde los depósitos de azufre a la pólvora, del manganeso a la coraza, de la chalcopirita a la electricidad, tendria un interes innegable, i armonizaria las ideas prácticas que deben predominar en una escuela de mineros.

Desarrollar el espíritu de observacion es el gran desideratum de una escuela, pues el minero moderno no debe ya encerrarse en el empirismo del cornishman cuyo lema es «where it is, there it is» (donde hai, allí hai), sino que mas bien debe ensanchar sobre este principio la base: donde ha habido allí puede haber, entendiéndose las palabras donde ha habido en un sentido jeológico, es decir, reficiéndose a una formacion que, conocida en Chile, se puede reconocer idénticamente, por ejemplo en el Japon.

Fomentar la capacidad de asimilacion en su alumno es el ideal de un maestro, preparándolo a aprovechar de la grande, de la verdadera escuela, que es la del trabajo, e infundiendo la idea que la ciencia no es otra cosa que el sentido comun organizado.

MARCO CHIAPPONI.



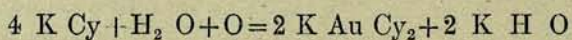


## El procedimiento de beneficio de oro sistema Sulman Feed, con el Bromuro de cianógeno (Cy Br)

POR H. LIVINGSTON SULMAN I FRANK L. FREED (1)

La reaccion sobre que se funda nuestro procedimiento de estraccion del oro, fué descrita en un artículo leído por uno de nosotros ante la Institucion of Mining and Metalurgy, en 1895. En ese tiempo, sin embargo, no podiamos dar otros resultados que los obtenidos en pruebas mas o ménos grandes de laboratorio, siendo que hasta entónces se habia trabajado con unos 2 quintales hasta una tonelada.

Faraday i tambien Pierie Bagration observaron la solubilidad del oro metálico en el cianuro de potasio. El señor Elsner probó que era necesario la presencia del oxígeno. A algunos parecerá sorprendente que en este artículo no aparezca la tan citada fórmula de Elsner; pero conteniendo la idea de Elsner, puede conservar su nombre la siguiente:



En ninguna patente de privilejio de Mac Arthur-Fovrest se hace mencion de la necesidad del oxígeno, e I. S. Mac Arthur negaba su necesidad hasta 1890.

Las observaciones orijinales de Elsner, referentes a la necesidad de la directa intervencion del oxígeno para la disolucion del oro en cianuro, ha sido confirmada desde entónces por Skey, en Nueva Zelandia, i mas recientemente por I. S. Mac-Laurin cuyas conclusiones son:

1) Que el oxígeno es necesario para la disolucion del oro en el cianuro de potasio i que se combina con el potasio del cianuro en la proporcion requerida por la fórmula de Elsner.

2) Que la cantidad de oro soluble en una solucion de cianuro pasa por un máximo al emplear soluciones desde débiles hasta fuertes, i que esta variacion digna de notarse se puede explicar por el hecho que la solubilidad del oxígeno en las soluciones de cianuro disminuye con la concentracion de éstas.

El profesor Christi, confirma los resultados obtenidos por Elsner i Mac-Laurin.

El artículo de Mac-Laurin aclara completamente la debatida cuestion de la accion selectiva (selective action) i actualmente es obvio que una solucion de cianuro disolverá de un mineral los metales ordinarios en funcion de su concentracion; pero disolverá oro en funcion de su fuerza i de su contenido en oxígeno. Desde la demostracion de Mac-Laurin sobre que el cianuro disuelve mas oxígeno cuando está mas diluido, se tuvo un hermoso problema en la determinacion de la mejor fuerza práctica que habia de darse a una solucion para obtener el máximo de solucion de oro con el

(1) Traducido del inglés de un folleto reimpresso del Journal of the Society of Chemical Industry.— Diciembre 31 de 1897, N.º 12, Vol. XVI.



mínimum de solución de metales ordinarios. La solución de este problema varía naturalmente con el mineral, pero creemos que los licores más fuertes hoy empleados, rara vez pasan de 0.3 por ciento de cianuro de potasio i que pueden bajar hasta un décimo de esta fuerza.

El poder disolvente de una solución de cianuro depende en la práctica del oxígeno del aire: 1.º contenido por la solución previa de los licores mismos; 2.º contenido entre, i sobre los granos de mineral, i 3.º disuelto por la capa superior de la solución i difundido por toda la masa lentamente durante la lejivación.

Estas fuentes de oxígeno son suficientes para efectuar la solución bastante rápida de las partículas más finas de oro durante el principio de la lejivación; pero la aplicación alternativa de soluciones fuertes i débiles, en muchos casos la necesidad del drenaje de los minerales parcialmente beneficiados i en jeneral el hecho de procurar una aereación tan abundante como sea posible, todo indica el relativamente rápido consumo del oxígeno existente i por consiguiente la naturaleza intermitente de la acción disolvente que tiene lugar cuando se emplean licores simples de cianuro. Cuanto más grueso es el oro i más rico los minerales, tanto más manifiesta se hace la necesidad de la oxidación. La dificultad de extraer el oro de concentrados piritosos ricos por el método ordinario de cianuración, proviene, entre otras causas, principalmente de esto, i no se debe atribuirlo del todo a que el oro en láminas se encuentre más o menos encapado por la pirita. Tanto más cuanto que las grandes masas de piritas, u otros minerales oxidables sumergidos en la solución alcalina, interceptan el oxígeno necesario para la disolución del oro, haciendo de ese modo mucho más larga la operación i permitiendo al cianuro que se destruya en parte por los productos oxidados que se forman i en parte por el contacto tan prolongado con los compuestos naturales de los minerales que contienen metales ordinarios.

Se han hecho muchos estudios que han dado lugar a numerosas patentes de privilegio, para hacer más eficaz el procedimiento de la cianuración por el empleo de agentes oxidantes que sustituyan o ayuden la oxidación por el aire; pero estas oxidaciones están prácticamente desechadas.

Todo cianuro que se oxide a cianato es completamente perdido, pues Mac-Laurin ha demostrado que el cianato no tiene acción ninguna sobre la extracción del oro.

Si se tiene que emplear oxígeno, el aire es la más segura i económica fuente para ello. Sin embargo, los defectos inevitables de toda oxidación por el aire (o medios químicos) en el procedimiento de cianuración son los siguientes:

- 1) La lenta oxidación de las piritas i otros sulfuros con la consiguiente destrucción de cianuro i pérdida de oxígeno.
- 2) La producción de potasa cáustica como un producto de la reacción en la disolución del oro.

Con metales de oro libre o bien oxidados que no contengan ninguno de los peores *cianicidas* (destructores de cianuro) la producción de potasa cáustica no es peligrosa, i aun puede ser útil; pero tan pronto como aparecen en el mineral sulfuros de hierro, cobre, arsénico, plomo, zinc, antimonio, etc., producen ellos, principalmente por la acción de la potasa cáustica, compuestos solubles, sean metálicos o sulfurados que reaccionan directamente sobre el cianuro i lo destruyen.



El proceso de cianuración oxidante es, en regla general, inaplicable en los casos siguientes:

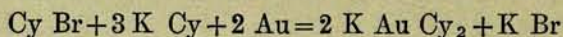
1.º Para minerales que contengan *solamente* oro grueso. Estos los podemos desde luego dejar de mano, puesto que son muy apropiados para el método más barato de la extracción del oro, cual es la amalgamación.

2.º Para minerales piritosos ricos y concentrados. Estos, cuando no son muy ricos en oro y bajo circunstancias especialmente favorables, pueden ser ocasionalmente tratados por cianuración; pero la práctica general en Transvaal es, aun en los casos que pueda aplicarse cianuración, como sucede en los concentrados de Robinson, adoptar el sistema de calcinación y cloruración.

3.º Para minerales que contengan pirritas arsenicales o cobrizas aun en cantidades moderadas.

Después de buscar por mucho tiempo un acelerador que no sea un agente oxidante, encontramos que cuando se halla una combinación haloide del cianuro (en la práctica la mejor combinación ha resultado ser el bromuro de cianógeno o cianuro de bromo) en la disolución de cianuro de potasio, la rapidez de la disolución del oro se aumenta notablemente. El bromuro de cianógeno por sí, no es mejor disolvente del oro que el cianuro de potasio por sí.

La fórmula siguiente representa la reacción principal que tiene lugar, aunque debe haber, y en realidad hay otras reacciones menores o secundarias al mismo tiempo:



Esta es una reacción puramente cianurante bien distinta de una reacción oxidante. No se necesita aire puesto que el oxígeno no toma parte en la reacción. No se produce nada de potasa cáustica, de modo que se evitan los inconvenientes que ésta tiene para ciertos metales.

Mucho se ha tratado de probar que esta reacción no es sino otra forma de oxidación, pero sin embargo, todas esas teorías necesitan la intervención de la descomposición del agua. Que es extremadamente improbable que tenga lugar descomposición del agua lo prueba la estabilidad de las disoluciones acuosas de estos compuestos haloideos, sobre todo cuando contienen menos de 1 por ciento.

Se ha pensado que la termo-química podría explicar la mayor rapidez de nuestro disolvente; sin embargo la termo-química es favorable más bien al otro sistema, pues se produce más calor según la fórmula de Elsner que según la nuestra.

Comparando las ecuaciones termales de ambos tipos de disolventes y eliminando el calor de formación del cianuro de oro y potasio, que es común a ambas, se tiene:

1) Tipo de cianuración con aire:

	Calorías
Calor producido por la oxidación de 2 K a 2 K O H.....	164.6
Calor absorbido por la disociación de 2 K Cy.....	-129.4
	+35.2
Diferencia .....	+35.2



## 2) Tipo de la cianuración con compuesto haloide:

Aquí se ha tomado cloruro de cianógeno como base para comparar por no tenerse los datos del calor de formación del bromo-cianuro.

	Calorías
Calor producido por la formación de KCl.....	100.8
Calor absorbido por la disociación de KCy.....	-64.7
Calor absorbido por la disociación de Cl Cy.....	- 9.9
	<hr/>
Diferencia.....	+26.2

Ambos sistemas son, pues, exotérmicos, pero en el papel la ventaja está ciertamente en favor de la reacción con oxígeno. La explicación del hecho que en la práctica suceda completamente lo contrario que según la termo-química, es que, en el caso del sistema de cianuración con aire, la fórmula termo-química representa condiciones ideales que los factores físicos hacen realmente imposibles de realizar.

Considerando la solubilidad del oxígeno en soluciones débiles de cianuro igual a la que tiene en el agua i que el oxígeno constituye una quinta parte del aire, resulta (tomando como base la fórmula de Elsner) por el cálculo que para disolver un grano de oro se necesitarían 18 pulgadas cúbicas de solución de cianuro.

Si cada partícula de solución se pusiese en contacto con cada partícula de mineral, i aplicando un peso de disolvente igual a un tercio del peso del mineral, el disolvente aéreo-cianuro no podría extraer más de 2 onzas 2 pennyweights 9 granos de oro por tonelada de mineral. En estos cálculos se ha supuesto que no hay pérdida ninguna de oxígeno por gastos en oxidar otras sustancias del mineral; pero también se ha supuesto que no hay reoxidación por la atmósfera durante la marcha de la extracción.

Solamente se necesitaría menos de media pulgada cúbica de una solución de 0.1 por ciento de cianuro de potasio i 0.25 por ciento de bromuro de cianógeno para disolver un grano de oro, i una solución de esa fuerza que pese un tercio del peso del mineral, sería capaz de disolver como máximo 80 onzas de oro por tonelada de mineral. La ventaja de nuestro disolvente es su gran superioridad en cianógeno activo.

Un sistema de lejivación para extraer oro no solamente consiste en la aplicación del disolvente, sino que abarca las tres operaciones siguientes: 1) la disolución del oro del mineral; 2) la precipitación del oro de su disolución; i 3) la limpieza o purificación del oro o sea su separación de las sustancias precipitantes que lo acompañan.

En nuestro método de precipitación, nosotros empleamos el producto secundario de zinc, finamente molido que se denomina «humo de zinc». Grandes dificultades se hicieron sentir al principio en la práctica en grande escala para obtener un contacto íntimo entre la pequeña cantidad de humo de zinc necesario i las grandes masas de licores con oro en disolución. Ultimamente se arreglaron los aparatos de forma simple, conocido con el nombre de «conos de zinc».

Estos son conos de metal delgado que van parados sobre su cúspide i que se cargan con una pequeña cantidad de humo de zinc en forma de emulsión. Los licores



con oro en disolucion entran por una abertura situada en la cúspide, se mezclan íntimamente con la lechada de humo de zinc i a medida que los licores suben, su velocidad se hace tan pequeña, en virtud del ensanche progresivo de la seccion, que el humo de zinc i el oro zincífero se depositan completamente ántes que los licores ya precipitados salgan por el borde circular superior del cono. El cono de zinc reúne los siguientes factores:

1) Un contacto completo, puesto que el zinc tan finamente dividido se pone en contacto con todo el licor, en una abundancia excesiva i por corto tiempo, de modo que el licor se pone casi en contacto molecular con el precipitante.

2) La clarificación de los licores por ser el decantado continuo.

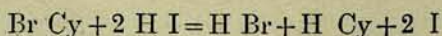
3) La producción de un precipitado de zinc, altamente aurífero (que puede obtenerse hasta de 30 por ciento de oro).

La superficie de exposición enorme que tiene un peso dado de humo de zinc en comparación con la que tiene el zinc en virutas, permite precipitar con el primero el oro de una manera mucho más rápida i por eso, en tiempos iguales, de una manera mucho más perfecta que lo que puede obtenerse por la aplicación del zinc en virutas, en los sistemas prácticos de cajas de precipitación.

Este sistema de tratar por el zinc soluciones con el objeto de precipitar otros metales más electro-negativos que el zinc, no es naturalmente solo aplicable a los licores obtenidos por nuestro disolvente especial; es también aplicable a licores de la cianuración ordinaria i de hecho a cualquier licor, ácido alcalino o neutral que contenga en solución metales precipitables por el zinc.

La tercera operación es la purificación del oro precipitado. Sea que provenga de las cajas del sistema de Mac Arthur o de nuestros conos, el precipitado aurífero debe ser libertado del zinc que contiene, para formar barras. El proceso generalmente usado para los precipitados auríferos de las cajas de precipitación ordinarias, sería igualmente aplicable a nuestro producto. Preferimos nosotros, sin embargo, destilar el zinc aurífero secado al aire, en una retorta donde queda el oro, i recuperar así nuevamente el zinc justamente en la forma que se le necesita, es decir, como humo de zinc.

Antes de entrar a la descripción de la marcha práctica, debemos agregar más palabras respecto al modo de ensayar los licores. Los licores de cianuro se ensayan de la misma manera que las soluciones de cianuro del sistema Mac Arthur-Forrest. Cuando se quiere determinar la cantidad de bromuro de cianógeno se tiene que recurrir a una reacción que creemos que, a más de su aplicación técnica, tiene cierto interés científico. Bromuro de cianógeno con un exceso de yoduro de potasio i acidificado con ácido clorhídrico, pone al yodo en libertad en la proporción indicada en la fórmula siguiente:



El yodo libertado se determina por el método ordinario con tiosulfato. Un exceso de cianuro no interviene de ninguna manera en la reacción, i por lo tanto los tests en que se estampa que los yoduros no pueden ser determinados, en presencia de cianuros, por medio del cloro o bromo, deben ser enmendados. El bromuro de cianógeno es un



excelente reactivo para determinar trazas de yodo, como que no tiene la propiedad, cuando se emplea en exceso, como sucede con el empleo de cloro o bromo libre, de convertir el yodo, puesto en libertad, en ácido yódico que es incoloro. Nosotros hemos demostrado la presencia del yodo en el agua de mar, sin concentracion previa, ajitando primero con humo de zinc i, despues de filtrar, añadiendo bromuro de cianógeno, ácido clorhídrico i agua de almidon, i mirando la coloracion en un tubo de un pié de largo.

Tenemos que considerar ahora nuestro procedimiento como es aplicado en la práctica, i para esto tomaremos como ejemplo dos minas en las cuales los minerales son tan diferentes como es posible:

Day Dawn (Australia del Oeste), donde el procedimiento se aplica a tailings de baterías de pisones de minerales de oro libre (free-milling ore); i Deloro (Canadá) donde estamos tratando un mineral directamente, sin calcina previa ni ningun otro tratamiento químico, i que consiste de piritas arsenicales macizas que con frecuencia tienen hasta mas de 40 por ciento de arsénico.

*Molienda.*—En Day Dawn el mineral se muele en baterías de pisones con harneros de 25 o 30 mallas por pulgada lineal, se le pasa en seguida sobre planchas amalgamadoras i solamente se tratan con nuestro sistema los relaves (tailings). El oro es fino como que ha escapado de la amalgamacion en planchas, i jeneralmente libre. Los relaves se toman directamente de las baterías de planchas o de los montones o pilas de relaves i en este último caso contienen unos 15 por ciento de barros secados i aglomerados al aire libre.

En Deloro el oro, es de forma laminar, colocado entre cristales de pirita arsenical. Ahí el mineral se muele en un molino de bolas de Krupp Grusonwerk con harneros de 30 a 40 mallas. Una pequeña porcion de mineral en polvo mui fino, se separa por un aparato de viento. Esta parte del sistema está por cambiarse actualmente porque se ha encontrado que, a pesar de todos los principios distintos de separacion por aire que se han usado, las corrientes de aire acarrear una gran proporcion de material que, aunque mui fino, es, sin embargo, apto para la lejivacion juntamente con los polvos que no puede tratarse. En muchos casos se ha demcstrado que el producto separado por el aire, contenia de 40 a 60 por ciento de mineral que, aunque mui fino, era aun bastante graneado para agregarse sin inconveniente a los estanques de lejivacion. Para evitar esto se ha visto que lo mejor es recurrir a una separacion por medio del agua, con la cual no solamente se disminuye considerablemente la cantidad estraida de finos sino que los polvos, así separados, son mucho mas pobres que los que separa lo corriente de aire. Polvos de Deloro separados por medio del agua se pueden obtener con una lei tan baja como es la de 3 *dwt* (4.66 gramos) por tonelada i aun ménos, miéntras que el mineral separado en seco con frecuencia da una lei de 8 a 9 *dwt*s (12.44 a 13.99 gramos).

En ambas minas los minerales molidos se echan simplemente a los estanques de lejivacion directamente. Ambos planteles son para trabajar 50 toneladas al día.

*Estraccion.*—En ninguna de ambas minas se emplea lavados ácidos, básicos o con agua.

En Deloro se encontró que un lavado preliminar con agua aumentaba conside-



rablemente el gasto de cianuro, sin ninguna ventaja en la extraccion. Hemos encontrado que con minerales fuertemente piritosos arsenicales siempre sucede esto.

En adición a un plantel de cianuración ordinario se ha colocado un estanque para la solución del bromuro de cianógeno. Es hecho todo de madera, provisto de un tubo de nivel graduado por galones, cubierto con una tapa que cierra herméticamente, una salida con llave i un orificio para permitir la entrada del aire a medida que sale el licor. Nada de metal se emplea en su construcción. También se ha colocado centralmente sobre cada estanque de lejivación una caja de madera con fondo agujereado, a la cual se hace llegar el tubo de carga del cianuro i también el bromuro de cianógeno por medio de una pequeña manguera de goma que viene del estanque de solución. De este modo el licor mezclado se esparce bien sobre la carga de mineral al pasar por los diversos agujeros. La solución de bromuro de cianógeno se prepara en el estanque disolviendo directamente el producto sólido en agua; a la temperatura ordinaria puede obtenerse una solución de 7 a 8 por ciento. La caja distribuidora de fondo agujereado permite una buena unión de ambos licores ántes que caigan sobre el mineral i, rompiendo el chorro de líquido, hace imposible, por la descarga en forma de lluvia, que el licor al caer en el mineral haga surcos en él.

A más del estanque para el bromuro de cianógeno, se emplea el usual estanque para la solución fuerte de cianuro o para la disolución de este cuerpo; este estanque (250 galones) va colocado por encima o cerca del estanque receptor i dotado de un harnero i de un medidor. El harnero va provisto de un fondo de cañas sobre el cual se coloca cáñamo o algodón; sobre esto descansan los trozos de cianuro de potasio necesarios para hacer la disolución fuerte. Una pequeña bomba hace circular el licor al través del harnero hasta que se disuelve todo el cianuro. La cantidad de solución fuerte necesaria se calcula del ensaye hecho sobre los licores del estanque colector i se agrega entónces la cantidad necesaria de licor fuerte poniéndolo en el estanque almacenador. Es de importancia notar que las soluciones de cianuro de potasio i de bromuro de cianógeno se mantienen separadas, no juntándose sino en el momento de emplearlos.

La cantidad de bromuro de cianógeno que se emplea es proporcional al trabajo por ejecutar i se calcula por tanteos previos. Debe evitarse todo exceso de bromuro de cianógeno, por cuanto no sobrevive en esa forma al paso por los conos precipitadores. Hablando en términos jenerales, no se deberá sobrepasar, como máximo, la cuarta parte del peso del cianuro de potasio empleado, aunque en la mayoría de los casos una proporción menor de bromuro de cianógeno, que la indicada anteriormente, se ha encontrado suficiente.

Al cargar el mineral con las soluciones mistas, se suelta un poco la entrada de aire del estanque de bromuro de cianógeno i se gradúa la llave de salida de manera que la cantidad necesaria de licor salga, mas o ménos durante el mismo tiempo que se necesita para hacer la carga de la solución de cianuro que es mayor.

Una bomba va conectada al estanque de lejivación para hacer circular los licores; su tubo de aspiración sale por debajo del filtro del estanque i va a dejar el licor a la parte superior del estanque. Cuando se ha agregado la cantidad suficiente de licor misto para la carga (mas o ménos un tercio del peso del mineral) se pueden ha-



cer circular los licores por espacio de 2 o 3 horas, hasta que su mezcla sea bien íntima. La circulación puede repetirse a intervalos, si se desea.

El tiempo necesario para la lejivación es de 14 a 15 horas en Day Dawn i 30 a 40 horas en Deloro, siendo del todo debida esta diferencia al distinto modo de existencia i distribución de las partículas de oro en ambos minerales. En Day Dawn se emplea un solo baño de licor con 0.1 por ciento de cianuro de potasio i la cantidad correspondiente de bromuro de cianógeno. En Deloro se emplean dos baños: uno fuerte de 0.2 a 0.25 por ciento i el débil de 0,1 por ciento de cianuro de potasio, cada uno con su correspondiente pequeña adición de bromuro de cianógeno. El consumo de ingredientes es en Day Dawn mas bien menor de 4 onzas (113.4 gramos) de cianuro de potasio i  $1\frac{3}{4}$  onza (48.8 gramos) de bromuro de cianógeno por tonelada de mineral. En Deloro el gasto es de una libra (453.57 gramos) de cianuro de potasio i  $\frac{1}{3}$  libra (151.19 gramos) de bromuro de cianógeno por tonelada de mineral. La extracción alcanza a 90 por ciento, mas o ménos, en ambas minas. En Day Dawn los tailings dan una lei de 3 a 4 dwts (4,66 a 6,22 gramos) i los relaves despues de la lejivación de 8 a 10 granos (0,5 a 0.65 gramos) por tonelada.

En mas de una ocasion estos relaves despues del tratamiento de 14 horas, han sido hervidos en agua réjia, lo cual no disminuyó mas su contenido de oro, de manera que esto prueba la completa extracción del oro accesible por la corta lejivación con bromuro de cianógeno. Es naturalmente obvio que ningun procedimiento que no disuelva el cuarzo podrá atacar una partícula de oro completamente rodeada por el cuarzo.

Con el objeto de encontrar el minimum de bromuro de cianógeno necesario se redujo una vez a  $\frac{3}{4}$  onza por tonelada de mineral; así la solución empezaba a tomar los caracteres de una solución de puro cianuro. Despues de dos dias de tratamiento con esta solución, la extracción era aun imperfecta, pero al agregarse la cantidad necesaria de bromuro, la extracción se completó en pocas horas. Este experimento demuestra mui claramente, en una escala práctica, las ventajas inmensas del bromuro de cianógeno como un acelerador de la operación aun para el caso de minerales de cuarzo aurífero con oro bien libre.

Debemos consignar aquí que fué el trabajo hecho en Day Dawn por uno de los autores en compañía del señor Hans Runtzen lo que primero estableció la gran superioridad del sistema con bromuro de cianógeno sobre la simple cianuración, aun tratándose de minerales de oro libre. Los detalles de la precipitación i el eliminar ciertas dificultades tanto en eso como en la purificación del precipitado, que en Day Dawn no se emplearon al principio, fueron llevados a cabo por el señor Hugh K. Picard, en Deloro, tratando los minerales altamente refractarios de ese distrito.

El mineral Deloro da una lei de  $17\frac{1}{2}$  dwts (27. 21 grs.) de oro por tonelada i es «un sulfuro de fierro arsenical con ganga de cuarzo i espato calizo, un análisis del cual dió mas o ménos 42 por ciento de arsénico, 20 por ciento de azufre i 38 por ciento de fierro» (Lock, Practecal Gold Mining paj. 667). Segun la esperiencia del señor Picard, contiene siempre pequeñas aunque variables cantidades de piritas cobrizas, tambien pizarras i mica. El mineral chancado que se trata contiene desde 25 por ciento de mispikle hasta una masa que suele alcanzar a 40 por ciento de arsénico. Se le escoje lijeramente a mano, pues la pirita arsenical contiene todo el



oro. Anteriormente se trataba este mineral por el sistema de cloruración de Mears, después de elegir a mano, concentrar en cribas i calcinar. Pero este sistema resultó un desastre económico completo. Se hicieron esperiencias para ver si la simple cianuración serviría bien, pero también este fué completamente inútil. Debe aceptarse como un hecho jeneralmente demostrado que los minerales que contienen cantidades notables de piritas arsenicales están escluidos del sistema de cianuración simple ordinaria. En este caso particular hemos, pues, suplantado los tratamientos por cloruración i por cianuración simple.

En los minerales Deloro un 50 por ciento del oro contenido puede extraerse ocasionalmente con seis horas de tratamiento con bromuro de cianógeno. Esta cantidad puede considerarse como el oro accesible libremente o inmediatamente, es decir, los hilos de oro que, contenidos entre cristales de piritas, han sido descubiertos por un lado completamente. Después de disuelto este oro libre, toca a su vez el turno a los hilos de oro aprisionados entre los cristales—operación mucho mas lenta—de manera que la operación total llega a 30 i 40 horas.

Se encontró aquí que, con mineral molido solo hasta un harnero de 20-25 mallas, la extracción era baja, a veces solamente 65 por ciento, mientras que llevando la molienda hasta 35 i 40 mallas, se obtenían nuevamente los 90 por ciento. Esto demuestra que no es bajo un punto de vista químico que impide la pirita arsenical la total extracción del oro, sino por el hecho de que rodea i defiende al oro, de una manera mecánica. Como es el caso jeneral, una molienda mas fina deja mas oro espuesto i permite obtener un mejor rendimiento.

Siendo el bromuro de cianógeno un cuerpo sólido, es mas fácil i ménos costoso para el embarque o fletes que el bromo. Se le esporta en cajones de 40 i de 25 kilogramos forrados con 5 libras de plomo previamente probados por presión hidráulica a una resistencia de 30 libras por pulgada. El cajón no debe abrirse hasta que se vaya a usar, i entónces todo el contenido se vacía en el estanque para la solución de bromuro de cianógeno.

No es necesario poner toda la cantidad de bromuro de cianógeno necesaria para una operación de una sola vez; se la puede agregar en una o dos o mas porciones durante la circulación de los licores de tiempo en tiempo. Esto es conveniente cuando se tratan minerales que tienen una lejivación prolongada debida a la naturaleza de los hilos o laminillas de oro que van incluidos entre cristales de pirita u otros minerales semejantes.

Necesita especial mención un punto de mucha importancia por cuanto defiere de la práctica ordinaria de cianuración. La sal de oro disuelta es tan estable aun en licores débilmente bromurados que, en contra de toda las esperiencias hechas con cianuración sencilla, no solo es conveniente, sino mui recomendable el lejivar con un mismo licor varios estanques sucesivos, sin precipitación intermedia. Aun con los minerales de Deloro, tan estremadamente refractarios, no se nota absolutamente ni tendencia del oro para precipitarse en la carga de mineral nuevo. Un baño de licor se usa jeneralmente para lejivar el mineral de 4 cargas de mineral de los estanques o tinajas, i aun se han tratado con buenos resultados hasta cinco estanques con la misma carga de licor ántes de pasarlo a los conos de precipitación. La influencia de ese método bajo el punto de vista de la economía en la precipitación es evidente.



*Precipitacion.*—Preferimos descargar de una vez todo el licor aurífero proveniente de la leivacion a un estanque intermediario; de este modo se obtienen dos ventajas:

1.<sup>a</sup> Permite este sistema extraer los licores auríferos de la carga de mineral leivado de una manera mucho mas rápida que lo que puede hacerse cuando la descarga tiene que hacerse con una velocidad adecuada a la precipitacion simultánea; de esta manera los estanques de leivacion quedan mas rápidamente listos para recibir una nueva carga;

2.<sup>a</sup> Obtenemos tambien así un licor de calidad i fuerza uniforme i una corriente siempre igual al traves de la planta de precipitacion, lo cual es tan esencial para obtener buenos resultados en cualquier método de precipitacion.

Preferimos emplear dos conos precipitadores en series colocando el primero unos 2 a 3 piés sobre el segundo. Son contruidos de hoja de hierro liviana, pintados con humo de zinc con aceite de linaza, o hechos directamente de fierro galvanizado. Tienen unos 5 piés, hasta 5 piés 6 pulgadas de diámetro superior i una profundidad semejante. Al rededor de la parte superior de cada uno va fija una canaleta circular para reunir el derrame de los licores claros que se hace uniformemente por todo el borde i conducirlos de ahí sea al segundo cono o al estanque colector de soluciones precipitadas o libres de oro.

Los licores por precipitar entran por el fondo de los conos penetrando desde un pequeño estanque colocado unos 2 o 3 piés encima del cono para dar la presion necesaria. Este estanque pequeño se alimenta directamente del estanque intermediario por medio de una pequeña bomba. La corriente que penetra al cono se distribuye por medio de un pequeño cono invertido con un cierto número de agujeros; dentro de esta cajita cónica va una válvula para impedir corrientes de retroceso que acarrearían el humo de zinc cuando los conos están sin trabajo. El fondo que corresponde a la cúspide del cono grande tiene una llave de tres orificios que permite hacer entrar los licores por precipitar o, cerrando esa entrada, salir los barros de zinc aurífero cuando quiere procederse a la limpia de un cono.

Ocasionalmente puede subir a la superficie del licor contenido en los conos alguna aglomeracion de zinc aurífero, arrastrado o hecho flotar por algunas burbujas de hidrójeno, i para evitar que éstos salgan del cono con el derrame de los licores se coloca un burdo filtro de algodón a tres pulgadas bajo el nivel del licor i alrededor de la canal receptora; este filtro va sostenido por pequeños soportes i colocado sobre una barra circular. Cuando se quiere agregar nueva cantidad de humo de zinc se hace una emulsion espesa con agua i se introduce por un pequeño cañon central que tiene el cono i que llega, ensanchándose en su parte inferior en forma de embudo invertido, hasta cerca del fondo. En la práctica esto ha sido encontrado mui conveniente, pues este embudo invertido obliga a los licores a mezclarse mui íntimamente con el zinc en forma de emulsion.

Considerando que los conos están llenos de licor viejo ya precipitado i que se desea precipitar los licores provenientes de la estraccion de 100 toneladas de mineral (licor que estaria en el estanque intermediario) la marcha seria la siguiente:

El humo de zinc aurífero del primer cono se saca para extraer el oro; el zinc del segundo cono que tambien contiene oro, pero en ménos cantidad que el primero, se



traslada al primer cono i se carga en el segundo unas 12 libras de humo de zinc nuevo en forma de emulsion. En seguida se hace pasar el licor aurífero por la serie de conos a razon de 400 a 600 galones por hora i en caso necesario aun algo mas rápidamente.

La corriente ascendente gradúa automáticamente las partículas de zinc, si éstas son de distintos grados de fineza, de manera que las partículas mas gruesas i pesadas se encuentran abajo en la capa mas rica en oro, i el licor a medida que sube en el cono i se hace mas pobre en oro, encuentra zinc mas i mas finamente distribuido.

Pero como estas partículas se cargan poco a poco con oro i se hacen pesadas, tienden a bajar, i para impedir que quede esa zona sin zinc, es conveniente agregar mas o ménos cada hora o dos una cantidad de emulsion de zinc nuevo, mas o ménos una libra de peso, por el cañon central.

El gasto de zinc en Deloro, en un período de cuatro semanas (octubre 1.º a 28), alcanzó a 0.54 libra (245.97 gramos) de humo de zinc por onza (31.103 gramos) de oro fino recojido.

Solamente mui pequeñas dificultades se han hecho sentir por la salida por encima de los conos de precipitacion de algunas partículas sumamente finas de humo de zinc; pero como una medida de precaucion se ha interpuesto un pequeño estanque colector entre el segundo cono i el estanque receptor de los líquidos ya sin oro. Este pequeño colector lleva divisiones colocadas formando un ángulo con la vertical i a media pulgada de distancia, i que abarcan todo el ancho del cajon. Este estanque se interpone para recibir un pequeño derrame de zinc mui fino que suele salir al poner en marcha los conos precipitantes e impide el pasaje, aun de las partículas mas finas de zinc, al estanque colector; solamente mui de cuando en cuando se hace necesario limpiar este pequeño colector. El consumo de zinc es mui pequeño, i el zinc aurífero jeneralmente pesa una o dos libras ménos que la carga primitivamente introducida. El licor precipitado, lo mismo que en la cianuracion simple se vuelve a emplear de nuevo despues de elevar su lei hasta la normal por adiccion de solucion fuerte de cianuro.

Se ha visto que se puede reducir un licor que contiene 1 onza de (31,103 grs.) por tonelada a 3 granos (0,192 grs.) pasando por un solo cono a razon de 400 galones por hora i frecuentemente los licores precipitados no contienen mas de 10 granos (0,448 grs.) por tonelada. Esta precipitacion tan perfecta es en la práctica innecesaria puesto que el oro que queda disuelto no se pierde i solamente representa una mui pequeña cantidad de capital muerto. Esta cantidad de oro no aumenta, pues se usan nuevamente los licores i se los vuelve a precipitar dejándoles con la misma pequeña cantidad de oro. En Canadá no se ha encontrado necesario precipitar sino hasta que los licores queden con 1 dwt (1.55 grs.) por tonelada lo cual es, sin embargo, un límite que nunca se sobrepasa.

Despues del pasaje de toda la carga de licor se estrae el humo de zinc, despues de un pequeño período para que se aconche, del primer cono por medio de la llave de tres orificios en cortos momentos. Se le vacia en seguida sobre un filtro de algodón para prepararlo a la destilacion final. Como anteriormente se ha indicado el zinc del segundo cono se traslada al primero.

Hasta ahora no hemos tenido ocasion de tratar licores mucho mas ricos. Los licores de Deloro varian entre 2 i 3 onzas de oro por tonelada de licor, mientras que



los de Dai Dawn son mucho mas pobres. En la mina Hannaus Brownhill donde se está actualmente implantando un establecimiento grande para el sistema con bromuro de cianógeno, se obtendrán licores mucho mas ricos porque los minerales darán probablemente una lei de 3 a 4 onzas de oro por tonelada. Aquí se emplearán tres conos en series i de las pruebas previas se deduce que el zinc del primer cono excederá jeneralmente de 30 por ciento de lei en oro. Se ha propuesto aquí agregar un alimentador automático para el zinc para hacer uniformes i continuas las pequeñas adiciones de humo de zinc que son necesarias.

*Purificacion del precipitado aurífero.* El sistema de purificar el oro precipitado por el método ordinario de cajas de precipitacion con virutas de zinc, consiste en harnear las virutas de zinc cubiertas por un polvo brumo-purpúreo de oro, sobre harneros bajo agua. Los fragmentos mas grandes de zinc, que quedan sobre el harnero, se cargan nuevamente en las cajas mas ricas en oro, miéntras que lo fino i valioso que pasa el harnero, en gran parte en un estado de suspension sumamente fino, se deja decantar, se lava por decantacion (o sobre un filtro) i se seca.

El primer paso para eliminar el zinc consiste en una calcina cuidadosa sobre una plancha de hierro adecuada u hogar libremente espuesto al aire; pero como una gran porcion del zinc se encuentra en tamaño apreciable, resulta que una oxidacion completa, con solo el aire atmosférico, se hace mui larga i molesta. Por eso frecuentemente se agrega salitre para completar la oxidacion. La cantidad de salitre empleada puede variar desde unos pocos por cientos del peso de las cenizas auríferas secas hasta, en casos extremos, su propio peso en salitre. La carga completamente calcinada, se trata con una cantidad suficiente de ácido sulfúrico diluido i caliente que disuelve el óxido de zinc formando sulfato. El residuo queda ahora naturalmente mui rico en oro i está mui subdividido; se le lava hasta que no contenga sal de zinc, se le junta, se le seca i se le funde con cantidades variables de bórax, soda, salitre etc., para obtener el oro en barra.

Recientemente el señor James ha dado a conocer la causas de las pérdidas al purificar el zinc aurífero, en un artículo leído en el Instituto de Minas i Metalurjia, i el señor T. Leggette, en otro artículo leído ante la misma corporacion dice: «En la calcina con nitrato empleada en Rand, las pérdidas debidas al manipuleo i a los humos que escapan, son tales que los metalurjistas de Rand no tienen mucho gusto al hablar de ellas». Es mui difícil tener un dato justo para estimar estas pérdidas, pero creemos no exajerar si sentamos que se pierde 2 por ciento del oro contenido primitivamente en el zinc. I a pesar de esto, el proceso es largo, necesita algunos dias de trabajo i obliga la paralizacion de las cajas de precipitacion durante cierto tiempo. Por eso naturalmente la descarga de las cajas de precipitacion se hacen una vez cada mes o dos meses cuando las virutas están bastante ricas.

En el sistema de precipitacion eléctrico de Siemens i Halske se gasta tambien bastante tiempo para sacar los cotados de plomo aurífero i para reemplazarlos por hojas de plomo nuevo, puestas en sus marcos, etc. Ademas el sistema de Siemens i Halske necesita la copelacion de un exceso de plomo que, estimado a la lijera, representan 90 por ciento del peso sacado de los aparatos de precipitacion.

En nuestro sistema se saca diariamente el humo de zinc i aun si es necesario despues de pasar una o mas cargas de licores auríferos, siendo ésta sumamente sen-



cillo puesto que no hai sino que dar vuelta la llave de tres orificios; esta operacion incluso la carga de nuevo humo de zinc, demora solo unos minutos; ademas, estando la precipitacion independizada de la planta de lejiacion, no se opone con esto ningun obstáculo a la operacion jeneral de estraccion. El zinc aurífero descargado se echa sobre un filtro de *calicut* (algodon) ordinario.

La idea jeneral entre los metalurjistas es que el zinc i el oro, no pueden calentarse juntos hasta la temperatura de volatilizacion del primero, sin sérias pérdidas del segundo. Es cierto que si se calienta o funde zinc con oro en una mufla, con exceso de aire, la pérdida de oro es notable. Nosotros hemos constatado que las pérdidas en esa forma son orijinadas por la oxidacion del zinc, siendo acarreado el oro en forma de una mezcla mecánica junto con las ténues partículas de óxido de zinc. En la destilacion de los humos de zinc en Day Dawn se notó que siempre que se permitia que saliese óxido de zinc por la boca de la retorta, es decir, que se formaba el óxido en la retorta misma, las pérdidas de oro durante la destilacion de cargas grandes se hacian mui importantes; i el interior del canal destinado a dar salida al óxido de zinc, se encontró que estaba tachonado con pequeñas pecas de oro.

Pero siempre que las esperiencias se hacian en un crisol bien cerrado i cuando la carga de zinc aurífero contenia cierta proporcion de carbon, siendo la temperatura suficiente para asegurar una corriente continua de vapor de zinc que salia por un orificio situado en medio del crisol, de manera que el aire no podia entrar, la destilacion del zinc se hacia casi sin pérdida de oro, encontrándose la barra fundida en el fondo del crisol, cuando la operacion se completa, con una lei de mas de 800 milésimos finos. Esto nos condujo a hacer una serie de esperiencias para encontrar el mejor método de aplicar la forma mas adecuada de la instalacion para destilar zinc conocida con el nombre de retorta i horno de Balbach, para nuestros propósitos. Las dificultades para evitar las pérdidas mecánicas del oro no cesaron, con la esclusión sola del oxígeno, pues otro motivo de pérdida era ocasionado por el escape de gases i aun el mismo vapor de zinc que salian en forma de fuentes o «geysers» al traves de la carga fina i caliente de la retorta. Esta dificultad ha sido hermosamente subsanada por el Sr. Picard. Al humo de zinc aurífero se agrega, al sacarlo de los conos, una sustancia carbonácea como ser goma, harina, almidon o azúcar o melazas, junto con un poco de bórax.

La masa resultante se seca por un calor suave i la masa seca se quiebra en trozos del tamaño de una avellana i se cargan en una retorta de plombajina grande. Se uné al cuello de la retorta un condensador de hojas de hierro i se enciende el horno. La sustancia orgánica se carboniza i el zinc aurífero es sostenido en un estado poroso por un fino esqueleto de carbon. Esto sirve para fijar las partículas finas, permitiendo al mismo tiempo un libre paso a los vapores de zinc durante la destilacion, i ademas existe así un exceso de carbon que puede combinarse con cualquiera pequeña cantidad de oxígeno que llegue a penetrar en la retorta. La pérdida de oro se reduce así a su mínimo. En la destilacion de cargas de  $\frac{3}{4}$  cwt. (37.1 kilogramos) de zinc aurífero, el zinc i óxido de zinc condensado en el condensador de fierro daba una lei mui poco superior a 1 onza por tonelada, o sea una pérdida total de ménos de un dwt. (1.55 grs.) en una carga de  $\frac{3}{4}$  cwt. (37.1 kgs.) de precipitado de zinc aurífero cuya lei alcanzaba hasta 20 por ciento de oro fino. Esta es una pérdida en la purificacion del



oro de mucho menos de 0.1 por ciento del oro contenido en el precipitado. Los depósitos de zinc i óxido de zinc que se condensan en el condensador son muy constantes en su ley en oro cualquiera que sea la riqueza del zinc antes de destilar; esa ley es mas o menos 1 onza por tonelada. Pero la pérdida relativa es tan pequeña que difícilmente puede apreciarse alguna diferencia segun que el zinc sea rico o pobre.

Como un ejemplo de la destilacion de zinc aurífero podemos dar la siguiente, hecha en Deloro: Una carga de 55 libras de zinc aurífero que contenian 70 onzas de oro se amasó con  $12\frac{1}{2}$  libras de azúcar i una libra de bórax, siendo la proporcion mas o menos de 5 libras de azúcar i media libra de bórax para cada 20 libras de precipitado. Debemos notar que en la parte superior del condensador hai una pequeña ventanilla cubierta con mica para observar el progreso de la destilacion, i que las acumulaciones de zinc en la boca de la retorta pueden sacarse una o dos veces durante la destilacion por medio de un pequeño rastrillo o raspador. El carbon necesario para una destilacion es de unos 3 cwt. (152.4 kgs.) i el tiempo de 10 horas.

La barra vaciada directamente de la retorta contenia 64 onzas de oro de las 70 existentes en el precipitado, quedando lo demas en unas pocas libras de escorias que se funden en un crisol, núm. 35, recojiéndose directamente. El carbon necesario para esto será, mas o menos, 1 cwt. (50.8 kgs.) de manera que el total de carbon es de 4 cwt. (203.2 kgs.), o sea 1 dollar en Deloro. Agreguemos a esto  $\frac{1}{4}$  de 7 dollars, valor de una retorta de plombajina Discon (suponiendo que en ella solo puedan hacerse 4 fundiciones), o sean 2 dollars i 1 dollar por flujos, ingredientes, etc. El valor total de la purificacion es, pues, de 4 dollars, que el Sr. Picard considera una cifra extrema o máxima. Segun el último informe del Sr. Picard, se han empleado proporciones algo menores de flujo i azúcar de manera que quedaban solamente 3 libras de escorias para ser fundidas aparte despues de extraer la barra de oro. De este modo la purificacion de 70 onzas de oro, con un valor de, digamos, 280 libras esterlinas, consumen únicamente 16 chelines de carbon, ingredientes, etc., o sea menos de 0.3 por ciento. Debemos tambien hacer notar que esta operacion de la purificacion se hace dos veces por semana, o con mayor frecuencia si es necesario, como una operacion ordinaria de la oficina de ensayes. Ninguna interrupcion del trabajo jeneral tiene lugar por esta operacion. Las operaciones están en contacto íntimo con el proceso, i el capital se recoje, se puede decir, tan pronto como se ha extraido o leivado el mineral.

En la escala de trabajo actualmente en uso estima el Sr. Picard el costo de purificacion en menos de 6 centavos (oro americano) por cada onza de oro recojida. Con escala de trabajo de la importancia de los trabajos de Transvaal, este pequeño gasto se reduciria aun considerablemente mas.

Podemos recopilar los resultados citados de la manera siguiente:

1) El procedimiento con bromuro de cianógeno aventaja a los otros métodos de cianuro en su propio campo, es decir, en el beneficio de minerales de oro libre, tanto en rapidez como en economía de extraccion;

2) El uso del cianuro en la extraccion del oro ha sido estendido, con el empleo del bromuro de cianógeno, a una especie de minerales refractarios, hasta ahora completamente fuera del alcance de ningun procedimiento;



3) La introduccion de un sistema mejorado i nuevo para la precipitacion de licores auríferos sean cianurados o nó; i

4) La purificacion del precipitado aurífero de zinc con una eficacia i sencillez que no han, ni de léjos, alcanzado otros sistemas.

Al poner en práctica esta serie de procedimientos, hemos sido ayudados eficazmente por muchos químicos eminentes. Reconocemos agradecidos los importantes trabajos llevados a cabo por el señor Hugh Picard en Deloro. Es debido en gran parte al señor Picard, secundado por el señor Harland, que podemos dar una idea de la capacidad del sistema con bromuro de cianógeno. A muchos otros señores estamos agradecidos por sus ayudas prácticas: a los señores Attenborough, Dick Can. En Australia occidental hemos sido eficazmente secundados por el señor Hans Knutson, que fué el primero en pensar en el uso del horno Balbach para la destilacion del humo de zinc; por el señor Ediom Bull i otros.

Con la llegada de un sistema de lejivacion directa, como tipo de ella la cianuracion antigua, tendrá que venir una reconsideracion fundamental en las bases de la estraccion del oro, i el destronamiento de las baterías de pisones como sistema universal para estraer el oro será cuestion de tiempo nada mas. La revolucion ha sido lenta en desarrollarse, pero no por eso ha sido ménos segura. En la mayoría de los casos, el sistema consistirá en someter todo el mineral molido a la lejivacion, estrauyendo todo el oro fino i mediano, i dejar el oro en partículas gruesas, mucho mas adecuado para la amalgamacion, que puede en ese caso emplearse convenientemente. El perfeccionamiento del sistema de cianuracion, o hablando mas latamente, de los sistemas de lejivacion en jeneral, tendrá por eso que tener una influencia de mucha trascendencia en el desarrollo de la estraccion del oro.

Miéntas que el procedimiento antiguo de baterías, que era, dada las armas i elementos de que disponia, perfectamente racional, tenia por axioma «sacar el oro en barra tan pronto como sea posible», el nuevo sistema, con sus armas, mas bien tiene por mote: «Cuidar el oro fino, que el oro grueso se cuida por sí solo».

G. I.

---

## Ensaye de una muestra de carbon de Magallanes

---

El vivo interes que despierta la existencia de carbon reconocida tanto en Magallanes como en Tierra del Fuego, me anima a publicar un estudio sobre una muestra de carbon de una mina de Magallanes.

### CARACTÉRES MINERALÓJICOS

Es una masa compacta, con clivaje hojeado, con estructura lignosa, fractura concoidea, color negro opaco, brillo a bandas distintas, algunas lustrosas i otras empañadas. El color del polvo es pardo oscuro. Espuesto a la accion del aire seco se raja, lo mismo como arcilla húmeda espuesta a la accion del sol. Al soplete desarrolla una



llama mui betuminosa, sin traza de ácido sulfuroso, i arde completamente hasta dejar un residuo estremadamente liviano. Sumerjido en el agua la absorbe con avidéz desarrollando una fuerte cantidad de pequeñas burbujas de aire, que enjendran un sonido parecido al que se produce al principio de la ebullicion del agua. No mancha los dedos: su dureza es 3.

Por todos estos caractéres i mui especialmente por su estructura lignosa hai que clasificar este mineral entre las lignitas (bois bitumineux, brown coal, peck Kohle) parecida a las lignitas de Italia (Sarzanella i Cerdeña), de Grecias (Elib), de Francia (Grelasson), que todas encuentran aplicacion en la industria (máquinas a vapor, navegacion, fundicion).

Sin embargo, la apariencia terrosa de algunos pedazos, i el estado de descomposicion de la mayor parte de ellos, demuestra a la evidencia que la accion atmosférica ha tenido mucha influencia sobre este carbon.

PESO ESPECÍFICO

No he podido determinararlo con la balanza hidrostática, pues se deshacia pronto en el agua: pero lo he podido determinar con toda exactitud en uno de los frasquitos que se emplean con este objeto en física, i resultó de 1,351; lo que lo coloca tambien entre las lignitas, siendo

Lota.....	1,300
Hesse-Cassel.....	1,351
Grelasson.....	1,320

DESTILACION FRACCIONADA

En una destilacion fraccionada de esta lignita, aumentando la temperatura de 120° a 190°, 300° i 400° he recojido los siguientes productos:

a 120° agua higroscópica en razon de.....	10	por ciento
a 190° " de combinacion " ".....	14	"
a 300° Benzina " ".....	2,5	"
a 400° Carburo de hidrójeno i oxígeno ".....	25	"
Como residuo queda un coke ".....	48	"
Total.....		100 por ciento

COKE

El coke que se obtiene como residuo es incoherente, de un aspecto lustroso, i quemado al aire libre desarrolla ácido carbónico, deja un residuo de ceniza en razon de 24 por ciento (o sea 11.5 sobre el carbon total).



## CENIZA

Esta ceniza es mui voluminosa, colorada, infusible a la temperatura de 900°. Su composicion es la siguiente:

Silicato de alúmina.....	58
Carbonato de cal.....	12
"    de magnesia.....	3
Oxido de fierro.....	15
Silice.....	12
	<hr/>
	100

## ANÁLISIS

Así que el resultado del análisis total de este carbon es el siguiente:

Agua higroscópica.....	10
"    de combinacion.....	20
Benzina.....	2 50
Carbuo de hidrójeno, i oxígeno.....	25 50
Carbono.....	36 50
Silicato de alúmina.....	6 77
Carbonato de cal.....	1 48
"    de magnesia.....	0 43
Oxido de fierro.....	1 81
Silice.....	1 10
	<hr/>
	100 00

## PODER CALORÍFICO

El poder calorífico del residuo de la destilacion es de 4,444, miéntras el poder calorífico total del carbon es de 3,500, i como en el carbon entran 48 por ciento de parte fija i 52 por ciento de parte volátil, así se ve que el poder calorífico de este carbon

Debido a la parte fija es de.....	2,132
"    "    "    "    volátil    ".....	1,368
	<hr/>
	3,500

en lo que se nota que el poder calorífico de la parte volátil es menor que el debido a la parte fija. En resumida cuenta el 60 por ciento del calor desarrollado por este carbon es debido a la combustion del carbono, i solo el 40 por ciento a la combustion del hidrójeno carbonado.



## RESÚMEN I OBSERVACIONES SOBRE LAS CUALIDADES FÍSICAS I QUÍMICAS

Si el aspecto mineralógico nos conduce a clasificar este carbon entre las lignitas, la proporcion subida de agua higroscópica, i el puro poder calorífico de la parte gaseosa nos convence que este carbon ha sido deteriorado por los ajentes atmosféricos.

Nos encontramos en presencia de una especie mineralógica del todo idéntica a otras empleadas útilmente en las industrias, i no hai otra causa que puede haber deteriorado sus cualidades mas apreciadas en la industria, sino la misma ya citada de haber sido tomado a la superficie.

Para corroborar la asercion mia que los caracteres mineralógicos de este carbon son parecidos a los de carbones industriales, citaré los siguientes datos, de carbones tomados a la superficie.

	Peso específico	Ceniza	Coke	Agua higr.
Magallanes.....	1,351	11 5	48	24
Cerdeña.....	1,200	5 85	50	
Thallerm (Austria).....	1,413	19 34	63	22 53
Schönfeld.....	1,300	12 35		21 20

Donde se ve que la cantidad de ceniza i de agua serian defectos subsanables cuando la cantidad de hidrójeno fuera mayor. Sobre este punto tan vital volveré a tratar en la conclusion.

## MODO DE COMPORTARSE DE ESTE CARBON EN UN HOGAR ORDINARIO

Puesto sobre las parrillas de un hogar ordinario, a una temperatura de 750°, es decir, lo suficiente para determinar una combustion instantánea, este carbon se comporta de la manera siguiente:

- a) Prende mui lentamente, es decir, 8 despues del carbon de Lota.
- b) No decrepita i se abre como abanico, lo mismo que hace el mejor carbon inglés.
- c) Despues de los 8' desprende una llama abundante, aun que solo  $\frac{1}{2}$  del carbon inglés. El poder luminoso de esta llama es un poco superior a la del carbon inglés.
- d) Arde por el mismo tiempo que el carbon de Lota.
- e) Moviéndolo con un gancho desarrolla mayor llama sin deshacerse en polvo
- f) La llama no da ningun olor a ácido sulfuroso.
- g) Da por residuo una ceniza parda liviana, sin clinkers a razon del 16 por ciento del carbon.

Esta ceniza puede todavía arder largo rato, debido al carbon que todavía contiene, dando por último resultado una ceniza colorada liviana tal como ha sido ya descrita, en razon del 11.5 por ciento. Es, pues, un carbon a ceniza colorada (une houille à cendre rouge).

A cualquiera persona práctica en el empleo industrial del carbon no podrán escaparse algunos puntos de suma importancia en el modo de comportarse del carbon de Magallanes en un fogon.



Así, por ejemplo, lo de abrirse en forma de abanico sin decrepitar, sin deshacerse en polvo, es un detalle de suma importancia económicamente hablando desde que de ese modo el carbon desarrolla todos sus gases, pone la parte carbonosa en contacto del oxígeno del aire, i arde completamente sin pérdida.

Lo de no desarrollar azufre es favorable al buen mantenimiento de las parrillas i de las planchas del caldero. Lo de dar una ceniza liviana sin clinkers es una calidad mui apreciada por los fogoneros, que naturalmente son todos mui enemigos de los machefers, por el trabajo que les cuesta en sacarlos. Lo de arder sin necesidad de atizarlo (de le fourgonner) es tambien calidad mui apreciada por el fogonero.

Tomando en consideracion todas estas maneras de comportarse en un hogar de un horno del carbon de Magallanes, la conclusion que sacaria un hombre práctico llamado a juzgar de ese carbon, es, creo, la siguiente:

Es un carbon bueno, pero difícil de prenderse. Una vez prendido arde bien sin molestia ninguna: pero no tiene tanta fuerza como el de Lota.—A lo cual el dueño del carbon cierto contestaria que este carbon ha sido tomado a la superficie. Con el objeto de corroborar científicamente esta sentencia, i de ver en qué proporción está la fuerza, o sea el poder calorífico del carbon de Magallanes con el de Lota, he hecho un experimento, que pasaré a describir, siguiendo el método de Rumford i el de Berthier.

#### MÉTODO DE BERTHIER

Sometido a la prueba calorimétrica de Berthier el carbon de Magallanes comparado al de Lota reduce el mimio a razon de 10.96 a 16, es decir, el 68 por ciento.

#### MÉTODO DE RUMFORD

En un horno de seccion circular construido de materia impermeable al calor he dispuesto un recipiente de cobre, de la capacidad de 8 litros. Este recipiente es construido en forma de dos cilindros concéntricos, unidos por dos tapas anulares, una arriba i otra abajo.

En la parte superior tiene dos embudos, por los cuales se pueden hacer pasar dos termómetros i cargar el recipiente con agua destilada.

Se cargaron sobre las parrillas 5 kilogramos de carbon de Lota de lo mejor que hai en comercio, i se notó la cantidad de agua evaporada en el término de 1 hora.—Reducido el aparato a la misma temperatura inicial que era de 16°, se hizo la misma operacion con carbon de Magallanes: tenido cálculo del calor de dispersion que en los dos casos era igual, de las calorías necesarias para subir la temperatura de 16 a 100° (siendo la presión barométrica mui próximamente 0. m. 76) i de las de vaporizacion, resultó que el carbon de Magallanes tenia 0.67 del poder calorífico del de Lota.

Así que podemos decir que por sus efectos industriales, es decir, por su capacidad de vaporizacion, el carbon de Magallanes, que se me ha entregado para estudiar, vale 67 por ciento del carbon escogido de Lota.



## LAVADO

La última prueba a la cual he sometido el carbon de Magallanes ha sido la siguiente:

Despues de moler el carbon he hecho una clasificacion segun los varios tamaños i he lavado separadamente cada uno de los varios productos. He separado de ese modo una materia terrosa, que solo contenia 20 por ciento de carbon.

Esta materia, compuesta por su mayor parte de arcilla se separa con mayor facilidad de la clase fina, i deja por residuo un carbon naturalmente mas puro. Sin embargo, el poder calorífico de este carbon despues de comprimido i secado no aumenta mucho. Esto es mui natural si se considera el hecho ya notado que el débil poder calorífico es debido no tanto a las materias estrañas (siendo 11.5 por ciento un término medio de ceniza de los mejores carbones) sino el haber perdido parte de las materias volátiles.

A propósito de esta operacion del lavado i compresion, es preciso notar que este carbon no pertenece a la clase que los franceses llaman houille collante, es decir, no se aglomera por efecto del calor i presion.

## CONSIDERACIONES JENERALES I CONCLUSION

Despues de haber analizado separadamente cada uno de los elementos que determinan la bondad relativa de un carbon, ha llegado el momento de contestar a la cuestion interesante:

¿Puede este carbon encontrar aplicaciones en Chile?

Tomando buenamente en consideracion los párrafos que se refieren al poder calorífico del de Magallanes comparado con el de Lota, habria que contestar que este carbon no puede sufrir la competencia del de Lota.

Sin embargo, considerando todos los demas puntos que se refieren a sus cualidades fisico-químicas, i sobre todo a las que están descritas bajo el título—modo de comportarse de este carbon en un hogar ordinario—resulta a la evidencia que este carbon pertenece a la clase de carbones mui apreciados en la industria, i que lo único que lo hace inferior al de Lota, es el estar deteriorado por los ajentes atmosféricos.

El estudio de los yacimientos carboníferos en Italia, Inglaterra, Austria i Perú, me ha convencido que se puede formular este axioma, que es contrario a las ideas de muchos mineros: la clase de carbon que se encuentra a la superficie de un mantó es la misma que se encuentra a la profundidad; pero las deterioraciones atmosféricas pueden llegar, segun las circunstancias jeológicas, a influir hasta la profundidad de 40 o 50 m.

Así que, pues este estudio creo lo ha manifestado claramente, el carbon de Magallanes es de buena clase, solo queda por estudiar la profundidad de este manto.

Mientras tanto para poder aprovechar lo que se saca a la superficie seria menester obviar a los tres inconvenientes que tiene, es decir:



- I Contener mucha agua (24 por ciento)
- II El ser sus gases pobres de hidrójeno.
- III El contener materias estrañas (11.5 por ciento).

Al primer defecto, el único remedio es una disecacion artificial.

Al segundo, es mezclar 0.2 o 0.3 por ciento de petróleo bruto (p. e. del Perú).

Al tercero, hacer un lavado.

Los dos primeros puntos son los que yo considero de cierta importancia.

El tercero no podrá llegar mas que a un resultado mui mezquino, puesto que un 5 o 6 por ciento ménos de ceniza aumentaria en proporcion mínima el poder calorífico.

Si me es permitido dar una opinion comercial, diré que la única solucion de la cuestion es la profundidad, i que mas que hacer esfuerzos para hacer pasable un producto malo, conviene buscar un producto bueno, especialmente tratándose de vencer los obstáculos que a cualquiera cosa nueva oponen la rutina, i los intereses contrarios, la rutina sobre todo.

En esta opinion me convencen todavía mas las consideraciones siguientes:

Con fecha octubre 12 de 1872 el señor Lorenzo S. Rodríguez publicó un informe mui prolijo sobre el reconocimiento i estudio de los depósitos carboníferos existentes en el territorio de Magallanes.

Los resultados a que ha llegado el señor Rodríguez están, a primera vista, completamente en contradiccion con los míos. Así el señor Rodríguez determina:

Ceniza término medio.....	9 %	miéntras yo encontré	11.5 %
Sust.volátiles.....	52 sin agua	" "	52 con agua
Capacidad calor.....	41.50	" "	35.00

El señor Rodríguez observa que la muestra que él ha estudiado ha sido tomada en trabajos que tienen una estension de 176 m. desde la boca-mina, i aunque estos trabajos no han seguido el recuesto del manto, sino la direccion de la horizontal, por poca hondura que hayan tomado, siempre habrán llegado a 20 o 30 m. en línea vertical, miéntras la persona que ha tomado el carbon que yo he estudiado, persona de seriedad conocida, asegura haberlos tomado a la superficie.

He aquí constatado desde luego este hecho importante i que puede ser base de negocio:

En profundidad este carbon aumenta de sustancias volátiles i desminuye de ceniza: aumenta por consecuencia de poder calorífico.

La constatacion de este hecho da al yacimiento de Magallanes una importancia especial, si se considera la ventaja que resultaria para la navegacion, cuando se hicieran modificaciones en los calderos con el objeto de hacerlos adaptados a quemar una lignita de buena clase en lugar del carbon inglés.

MARCO CHIAPPONI.





## Minerales en Italia

Los productos de minas se presentan en progresion ascendente i casi constante desde el año 1873, en cuanto se refiere a cantidades estraidas, si bien en valores se han presentado en baja. En 1894, segun la última estadística practicada, el producto de los diferentes minerales, el valor que representan i el número de trabajadores ocupados en su estraccion, ha sido el que indica el siguiente cuadro:

PRODUCTO	Número de minas activas	Producto en toneladas	Valor del producto en liras	Número de trabajadores
Hierro.....	39	187,735	2.082,150	2,178
Manganeso.....	4	760	23,500	70
Hierro manganeso.....	1	5,810	46,480	65
Cobre.....	16	92,886	2.228,146	2,003
Zinc.....	132	132,777	9.198,955	10,173
Plomo.....		29,822	3.992,111	
Plata.....	6	1,103	347,222	787
Oro.....	27	7,743	633,909	548
Antimonio.....	13	1,504	225,235	302
Mercurio.....	10	15,022	1.017,241	524
Níquel i cobalto.....	1	.....	.....	3
Piritas de hierro.....	4	22,638	236,347	447
Combustible fósil (antracita).....	33	272,295	1.893,958	2,200
Lignita, leña fósil.....				
Azufre mineral, bruto molido.....	542	13,950	484,750	30,339
Azufre fundido.....		332,931	20.783,200	
Saljema.....	24	19,467	284,868	370
Asfalto, almácigo i betun.....	12	60,493	1.473,390	899
Petróleo.....	2	2,853	847,160	194
Aguas minerales.....	3	21,730	409,829	37
Alúmina.....	1	6,000	24,000	87
Acido bórico.....	12	2,746	1.180,780	452
Grafito.....	7	1,574	12,600	24
Totales.....	880	.....	52.042,505	51,997

Las principales minas de hierro son las de la isla de Elba, de hierro manganeso del Monte Arjentoso, en las cercanías de Puerto Hércules; ménos importante se encuentran en la provincia de Turin, Novara i Grosseto. El mineral de plomo i zinc se estrae principalmente de la provincia de Cagliari, siendo de suma importancia los de



Belgrano, Sassari i Palermo. Las minas arjentíferas están todas en la isla de Cerdeña i especialmente en los comunes de San Vito Muravera, Luinio i Busca Elma i su producto de mercurio se obtiene de las minas de las provincias de Grossetto i Sierra.

*Industrias.*—El aumento de consumo de combustible fósil, que desde el año 1873 ha casi quintuplicado en Italia, prueba que la industria en jeneral ha progresado.

En 1894 el producto ha conseguido las siguientes cifras:

*Producto de las oficinas metalúrgicas*

	PRODUCTO	
	Cantidad	Valor en liras
Hierro colado, toneladas.....	10,322	1.506,697
Id., comprendiendo carriles (rotare) id.....	141,723	33.218,072
Acero, id.....	54,614	16.769,261
Laton, id.....	5 750	2.815,000
Plomo, id.....	13,605	4.842,233
Plata, kilos.....	58,626	6.448,860
Oro, id.....	349	1.260,288
Cobre i sus ligas, toneladas.....	3,718	15.716,378
Antimonio, id.....	851	288,170
Mercurio, id.....	258	1.135,200
<b>Total de liras.....</b>		<b>84.000,716</b>

Las oficinas mecánicas privadas, de ferrocarriles i gubernativas, han tomado en los últimos años mayor impulso, merced al escepcional desarrollo dado a los trabajos públicos i a las construcciones de edificios; pero desde 1890, varias de dichas fábricas habian exajerado sus instalaciones, contando con necesidades nacionales superiores a las ordinarias, produciendo este hecho la natural consecuencia de una disminucion de trabajo i de producto.

Las canteras i los hornos ocupaban en el año de referencia, en todo el reino de Italia respectivamente 40,385 i 85,384, o sea un total de 125,239 obreros, con un producto compresivo de liras 142.240,924, dividido como sigue:

Canteras, liras 54.354,060; hornos, liras 106.886,364. Las canteras mas importantes de cemento i cal están situadas en las provincias de Alejandría, Belgrano, de Treviso, i los de yeso en Sicilia. En la última estadística de 1894, figuraban 641 canteras de mármol, de cuyo número, 409 en la sola provincia de Massa Canaro, con una produccion de liras 206,000, comprendiéndose el mármol estatuario, el encarnado, el blanco, el manchado i el rosado, otras canteras importantes existen en Lucca, Verona Soressia en Piamonte i Montevarchi en la provincia de Sierra. Las pizarras mas estimadas proceden de las canteras de la Liguria. Las principales canteras activas de amianto, están en la Vattelina i en el valle de Aosta. El alabastro en Preteriano i Montalcino en la provincia de Siena.



## La produccion i el consumo del oro i la plata

En la edad media el mundo occidental habia agotado ya el Stock de los metales preciosos, pero el descubrimiento de América i su colonizacion en el siglo XVI, trajo una gran revolucion económica, desde aquella época se han retirado de las minas cien mil millares de francos de oro i plata. Cerca de la mitad del valor de esta produccion se ha obtenido desde mediados del presente siglo, alcanzando una enorme proporcion en el quinquenio de 1892 a 1896, que ha sido de diez millones de francos; 4,648 millones de oro i 5,588 millones de plata, considerando esta en su valor a la par.

La depreciacion del metal blanco, nunca ha sido tan considerable como ahora, pero preciso es tener en cuenta que se mantiene todavía a un tipo bastante elevado; hasta 1890 la produccion fué de cuatro millones de kilos, i en 1893 de ocho millones. El oro ha duplicado la produccion en el último decenio, en 1887 se avaluó en 548 millones de francos i en 1,089 millones en 1895.

Segun los estudios que algunos Estados han practicado sobre la importancia de la acuñacion de la moneda se ha calculado como simple aproximacion las cifras siguientes.

AÑOS	ACUÑACION DE ORO	ACUÑACION DE PLATA	TOTAL	ORÍJEN			
	En millares de francos						
1887.....	647	846	1,493	direccion jeneral de monedas de los E. U.			
1888.....	698	699	1,397	"	"	"	"
1889.....	875	721	1,596	"	"	"	"
1890.....	772	782	1,554	"	"	"	"
1891.....	619	716	1,335	"	"	"	"
1892.....	893	808	1,702	"	"	"	"
1893.....	1,203	701	7,204	"	"	"	"
1894.....	1,180	554	1,734	"	"	"	"
1895.....	1,197	630	1,872	"	"	"	"
1886.....	1,009	787	1,796	direccion jeneral de monedas de Francia			

La acuñacion del oro durante este decenio ha aumentado al doble. Llama la atencion a la simple vista la acuñacion del oro que ha sido mayor a la produccion; pero no tiene importancia por cuanto se sabe positivamente que muchos de los lingotes que han utilizado las casas de monedas procedian de monedas antiguas que han refundido, porque han debido nivelarlas al tipo corriente (Austria, Uruguay i Chile.)

Respecto a la plata ha sucedido todo lo contrario del oro, porque no reporta interes refundir los minerales, porque nadie ignora que a los escudos de 8 francos i la mayor parte de la moneda divisionaria se le da un valor legal superior al que realmente tiene. La suspension en los Estados Unidos i en la India inglesa habia podido contribuir tambien a amortiguar la acuñacion de la plata. Pero el año 1896 volvió a ser de 800 millones de francos.



Segun el estudio de la direccion de la moneda de los Estados Unidos referente a los stoks de los diversos paises del mundo se reunen como sigue:

	Millares de dolars	Mil millares de francos
Total del oro.....	4,144	21,4
Plata (moneda unitaria o legal).....	3,617	18,7
Id. divisionaria.....	620	3,2
Total de plata.....	4,237	21,9
Oro, plata reunidos.....	8,381	43,3
Papel.....	2,858	12,2
	<hr/>	<hr/>
Total jeneral.....	10,039	86,5

Dichos datos, de los cuales no hai que ponderar el valor, pueden, no obstante, consultarse como simple indicacion,

Hé aquí el consumo de los metales preciosos, segun datos de los estados siguientes: Estados Unidos, consumo en oro 20,000 kilos; despues siguen Inglaterra, Francia, Alemania i Suiza; de la plata Estados Unidos 204,295 kilos; Alemania 150,000; Francia 141,000; Inglaterra 140,000; i Rusia 109,000.

(Del *Bulletin Estatistique* de Legislation comparée del mes de enero último.)

## El rendimiento de las minas de Witwatersrand

El rendimiento de estas minas ha alcanzado la cifra, en el mes de junio último de 344,670 onzas, de un valor aproximado de 31.364,970 francos.

La produccion del mes de mayo de 1898 fué de 344,160 onzas, cuyo valor es de 31.318,560 francos.

Véase la produccion de junio del corriente año con la de los mismos meses de los años anteriores.

Años	Onzas	Kilos	Francos
1888.....	12,773	22	1.162,343
1889.....	30,878	397	2.809,878
1890.....	37,410	960	3.405,129
1891.....	55,863	1,163	5.083,833
1892.....	103,252	1,727	9.395,632
1893.....	222,307	3,211	11.184,837
1894.....	168,162	3,322	25.302,742
1895.....	200,941	5,230	18.285,631
1896.....	193,630	6,022	17.621,240
1897.....	253,529	7,823	22,889,139
1898.....	344,670	10,720	31.364,970



El rendimiento de los demas distritos del Transvaal ha sido de 26,431 onzas, lo que da un rendimiento total en el Transvaal de 365,091 onzas.

Barcelona, 13 de agosto de 1898.

P. YUSTE.

Boletin de precios de metales, combustibles i fletes

COTIZACION EN LONDRES

segun los siguientes cablegramas recibidos en la Bolsa Comercial de Valparaiso:

	COBRE EN BARRA A 3 meses la tonelada inglesa	PLATA Peniques por onza troy	SALITRE
Setbre. 28.....	£ 52. 6.3	....	....
Octbre. 5.....	52.18.9	27.13/16	7.6
" 12.....	53. 3.9	27 $\frac{3}{4}$	6.8 $\frac{1}{4}$
" 19.....	54.	27.11/16	....

COTIZACION EN LONDRES EN AGOSTO 27

<i>Estaño inglés</i> en lingotes, por tonelada inglesa....	£ 77.00.0
" " en barras.....	78.00.0
<i>Plomo</i> , buenas marcas.....	12.17.6
<i>Zinc</i> , buenas marcas.....	20.15.0
<i>Mercurio</i> , frasco de 75 libras o sean 34 kilogramos	7.12.6
<i>Aluminio</i> en lingotes, la libra (453.57 grs.).....	0. 1.6
<i>Manganeso</i> , minerales de mas de 50% la unidad...	0. 1.0
" " de 47 a 50 " " ..	0. 0.11
" " de 40 a 47 " " ..	0. 0.10 $\frac{1}{2}$

COTIZACION EN VALPARAISO

	OCTUBRE 8		OCTUBRE 22	
	Pesos de 18 peniques	Moneda corriente	Pesos de 18 peniques	Moneda corriente
<i>Cobre en barras</i> , quintal español, en tierra.	29.97 $\frac{1}{2}$	38.25	30.35	40.00
<i>Ejes</i> de 50 por ciento " libre a bordo	13.03 $\frac{1}{4}$	16.57 $\frac{1}{2}$	13.25	17.37 $\frac{1}{2}$
<i>Minerales</i> de 10 por ciento, quintal español, libre a bordo.....	1.72 $\frac{1}{4}$	2.15	1.74 $\frac{3}{4}$	2.24 $\frac{3}{4}$
<i>Plata</i> , el marco, libre a bordo.....	....	15.55	....	15.95
<i>Fletes</i> por vapor a Liverpool o Havre, la to- nelada.....	30 chelines		30 chelines	
Id. por buque de vela a Liverpool o Havre, la tonelada.....	30	"	30	"
<i>Carbon de piedra</i> inglés, la tonelada.....	26	"	26.9	"
" " Australia " .....	25 a 25.6	"	25.3 a 26	"
<i>Acido sulfúrico</i> , el kilogramo.....	....		0.33	"



## Actos oficiales

### SOLICITUDES DE PRIVILEGIO EXCLUSIVO

Han solicitado patente de privilegio esclusivo:

El señor Pedro Marmat o Clodomiro Cordero para «un aparato jenerador para un sistema de alumbrado desconocido en el pais».—Setiembre 30 de 1898.

El señor Gregorio Ñiguez B. i Aurelio Alguin para «un aparato automático que sirve para apagar la luz cualquiera que ella sea, ménos la eléctrica».—Setiembre 30 de 1898.

El señor Teodoro Meltzer para «un aparato que denomina *el lavador chileno*, destinado a beneficiar arenas auríferas» i para otro que denomina *la refinadora*.—Octubre 5 de 1898.

El señor Horacio E. Acuña para «un nuevo abono económico».—Octubre 6 de 1898.

El señor Carlos Zañartu por C. A. Joansen para «unos aparatos telegráficos económicos».—Octubre 6 de 1898.

El señor Santiago Unda Chacon, por Agustin Sanhuesa, para «un sistema perfeccionado de ondas electro-magnéticas».—Octubre 12 de 1898.

El señor Emilio Dalaucens D. para «un aparato portátil jenerador para la fabricacion i almacenaje de gas acetileno».—Octubre 15 de 1898.

El señor Juan Languasco para «un nuevo procedimiento por amalgamacion para el beneficio de metales de oro, de plata i auro-arjentíferos».—Octubre 15 de 1898.

El señor Carlos Ortúzar para la fabricacion del «ácido hiponítrico o peróxido de azóe».—Octubre 17 de 1898.

El señor Carlos Ortúzar para un «envase i mecanismo especial aplicable a as granadas de cañones».—Octubre 17 de 1898.

El señor Rafael Corona para «un procedimiento para beneficiar minerales de cobre hasta de mui baja lei».—Octubre 18 de 1898.

El señor Allen Kerr, por Harold Boyd, para «mejoras en los esplosivos para trabajos de minas».—Octubre 25 de 1898.

### CONCESIONES DE PRIVILEGIOS EXCLUSIVOS

Se ha concedido patente de privilegio esclusivo:

Al señor Nemesio Larrain para «un aparato llevador constante de agua», por el término de nueve años contados despues de uno que se asigna para poner en práctica el invento.—Octubre 8 de 1898.

Al señor Carlos Ortúzar para «un procedimiento para la preparacion i produccion industrial del urato de amoniaco», por el término de 9 años contados despues de dos que se asignan para poner en práctica el invento.—Octubre 8 de 1898.