金鉱石のバットリーチングと鉱滓の有効利用*

細 岡 敏 夫¹ 宮 川 博²

Vat Leaching of Gold Ores and Utilization of the Tailings

by Toshio HOSOOKA¹ and Hiroshi MIYAGAWA²

1. Nippon Clay Mining Co. Ltd., Chuo-ku, Tokyo 103

2. Mitsui Mining and Smelting Co. Ltd.

Mitsui Kushikino Mine previously processed two gold ores from Kushikino and Iwato ore deposits by the all slime cyanidation method, where the ores were ground to fine size smaller than 75 μ m and leached with sodium cyanide. A large amount of slimes were produced as waste and discarded in tailings ponds. To save the costs of grinding and waste treatment it is desirable to process coarse sized ores. The Iwato ore is gold and silver bearing silicified porous rock. As most gold and silver in the Iwato ore are concentrated in the pores, leaching of coarse sized ore is expected to be possible. Laboratory tests and pilot plant tests of vat leaching for the Iwato ore were carried out using 0.15~8.0 mm feed. These results showed that the gold dissolution rate was similar to that by the all slime cyanidation and the decrease in gold recovery was a few %. The properties of these tailings can be used in fine aggregate of concrete. Based on the results vat leaching of the Iwato ore was adopted in the plant. The tailings are sold and used as fine aggregate. Utilization of slime tailings from the other ores was also developed and they are used as flux in copper smelters. Now, there is no tailings pond at Mitsui Kushikino Mine.

KEY WORDS : Gold Ore, Cyanidation, Vat Leaching, Utilization of Tailings, Aggregate

1. は じ め に

日本国内では、金鉱石の単独製錬が1970年に6箇所の金鉱山の山元で青化製錬法により行われていたが¹⁾、その後の国内資源産業を取り巻く状況の変化に伴い金製錬所の数は急減し、現在では三井串木野鉱山の付属製錬所を残すのみとなった²⁾。同鉱山以外の現在稼行中の金鉱山では、金鉱石を銅・鉛製錬所にフラックス用の珪酸鉱として売却しており、金はそこで副産物として回収されている。この場合、金鉱山側には製錬費用や鉱滓用の堆積場が不要になるなどの利点がある。しかし、出鉱量が銅・鉛製錬に必要なフラックス量に限定されるため、鉱山側の意志で増産・減産できないという問題がある。

単独の金鉱石からの金の精製・回収には、各種選鉱法、青化法、チオ尿素法、カーボン・イン・パルプ法、溶媒抽出法、イオン交換樹脂法などが世界各国で採用されているが³⁾、現在でも主流は全泥青化製錬法である。この方法では、微粒子に粉碎した鉱石からシアン化アルカリにより金を浸出・溶解し、亜鉛末のような還元剤を用いて金を還元沈澱させ回収する^{a)}。そのため、粉碎と鉱滓処理にコストが嵩む。金鉱山の鉱滓利用については、CANMET (Canada Center for Mineral and Energy Technology) の調査⁴⁾があり、レンガ、コンクリートブロック製造

での利用の可能性が指摘されているが、ほとんど有効利用されていないのが現状である。1978年当時、三井串木野鉱山では、串木野鉱、岩戸鉱の2鉱種を製錬しており、これらを全泥青化製錬法で処理してきていた。この中で、岩戸鉱は大部分の金粒が小孔隙中に含まれていることから⁵⁾、粗粒で金を浸出・溶解できる可能性がある。ヒープリーチングやバットリーチングにより粗粒の状態でも浸出・溶解処理できるならば、製錬コストの低減と鉱滓の細骨材としての利用が期待できる。このような観点から、岩戸鉱のバットリーチングとその鉱滓の有効利用について検討が行われ、一連の基礎試験を経て、実操業の中にバットリーチングと鉱滓利用が取り入れられるに至っている。その後、他の鉱種を対象とした全泥青化製錬からの鉱滓も有効利用する技術が開発され、鉱滓堆積場は不要となっている⁶⁾。また、青化法による金銀スクラップ処理も行われており、バイオ技術を応用した畜産飼料の製造、観光などの経営多角化の努力とあいまって、三井串木野鉱山では日本で唯一の全泥青化製錬所が現在も稼働している⁶⁾⁷⁾。

ここでは、岩戸鉱のバットリーチング技術を開発する過程で行ったラボラトリー試験、パイロットプラント試験について報告する。

2. 供 試 鉱 石

岩戸鉱床は、薩摩半島南西部に分布する南薩型金鉱床の一つであり、熱水性の含金珪化岩体からなる⁸⁾。岩戸鉱床の珪化岩体は、

* 1995年9月22日受付 11月1日受理

1. 正会員 日本粘土鉱業(株)社長(前 三井串木野鉱山(株)所長)

2. 正会員 三井金属鉱業(株)総合研究所(前 三井串木野鉱山(株)取締役)

[著者連絡先] FAX 03-3270-1498 (日本粘土鉱業(株))

キーワード: 金鉱石, 青化法, バットリーチング, 鉱滓の資源化, 骨材

a) NaCN 溶液による金の溶解反応は、次式で示される。

$4\text{Au} + 8\text{NaCN} + 2\text{H}_2\text{O} + \text{O}_2 = 4\text{Na}[\text{Au}(\text{CN})_2] + 4\text{NaOH}$

この溶解した金を亜鉛末で置換して回収する方法は、メリル・クロウ法と呼ばれる。

表1 代表的な鉱石の成分分析値

Au	Ag	SiO ₂	Fe ₂ O ₃
2~5 g/t	5~8 g/t	95~96 %	1~2 %
Al ₂ O ₃	MgO	SO ₃	CaO
1~2 %	0.1~0.2 %	0.1~0.2 %	0.2~0.3 %

S:珪化岩片, Py:黄鉄鉱, Fo:水酸化鉄鉱物, R:樹脂
図1 供試鉱石の反射顕微鏡写真

主に火山碎屑岩から構成される南薩層群上部層中に胚胎し、東西1,200 m × 南北200 m の範囲にほぼ東西の方向性をもって帯状に連なっている。金の富鉱部は珪化岩体の内部に限られ、その内部から縁辺部に向けて金品位が低下する傾向が認められている。珪化岩は、おおむね緻密質および多孔質で塊状ないし層状を呈するものであり、細粒石英の集合体である。珪化岩には、その小孔隙中に産する自然金のほか、少量の粘土鉱物や微量の銀鉱物、黄鉄鉱、酸化鉄鉱物、自然硫黄、明礬石、銅鉱物、錫鉱物、チタン鉱物などが認められている⁵⁾⁸⁾。

ラボラトリーおよびパイロットプラント試験には、このような岩戸鉱床から採掘された鉱石を用いた。代表的な鉱石の成分分析値を表1に示す。同表から明らかなように、供試鉱石は少量の鉄およびアルミナを含む珪酸鉱である。供試鉱石の粉末X線回折分析および反射顕微鏡観察では、石英のほか少量~微量のカオリン鉱物、ルチル、鉄鉱物、そして自然金が認められる。図1に示す顕微鏡写真から、多数の小孔隙を有する試料であることが分かる。

3. ラボラトリー試験

一般に全泥青化製錬法では、鉱石を-200 mesh (75 μm) にまで粉碎してから金を浸出・溶解する。しかし、本研究では、金浸出後の鉱滓は生コンクリート用の細骨材等として販売する予定であるので、JIS規格の生コン用細骨材の最大粒度が10 mmであることを考慮して、パットリーチングではフィードの最大粒度を約8 mmにする必要がある。この場合、全泥青化法に比べ金の溶解率が低下することが予想される。そこで、十分な金溶解率を得るのに必要な処理時間、NaCN濃度について調べるため、ラボラトリー試験を行った。

3・1 供試料

鉱石を乾燥後、試験用ブレイカで-8 mmに粗粉碎し、次に小型ボールミルで3分間細粉碎した。この粉碎産物を水洗し微粒子を除いた後、実験に供した。この供試料の粒度分布を、図2に示す。

3・2 試験装置および方法

試験には、図3に示すようなカラム型の装置を用いた。カラムの内径は15 cm、試料量は5 kgであり、試料充填層の高さは約

図2 ラボラトリー試験用試料の粒度分布

図3 ラボラトリー試験用の装置

30 cm となった。溶解液には所定濃度のNaCNを含む水溶液90 lを用い、これを集水タンクから流量10 l/minでポンプにより揚水し、散水管を通して試料充填層の上部に散布した。本装置では、試料充填層を透過した溶解液は集水タンクに集められ、繰り返し試料充填層に散布される。なお、試験中にNaCN濃度が低下した場合は、NaCNを加え、所定の濃度に調節した。

3・3 結果および考察

試験結果を表2に示す。比較のため、岩戸鉱を全泥青化法で処理している実操業のデータも同表中に示す。ラボラトリー試験では、実操業の場合に比べ粗粒の試料を用いているので、鉱滓の金品位が0.1~0.2 g/t程度高くなった。これを金溶解率でみると、48時間以上処理したときの値は、ラボラトリー試験の方が5~8%程度低くなる。しかし、両者の試料粒度に大きな違いがあることを考慮すると、この金溶解率は期待される以上の値であり、岩戸鉱の金浸出処理は粒度0.15~8.0 mmで十分であると判断できる。また、溶解可能な金は処理時間24時間で大部分浸出されていること、NaCN濃度0.03%より0.05%の方が鉱滓品位は0.1 g/t程度低くなることから分かる。

4. パイロットプラント試験

ラボラトリー試験の結果、岩戸鉱は細骨材に適する粗粒の状態ですら十分な金溶解率を得ることができたので、次にパットリーチングによるパイロットプラント試験を行い、操業での実用化の可能

表2 ラボラトリー試験の結果

		ラボラトリー試験			実操業
粒 度		0.15~8.0 mm			-0.075 mm
試 料 重 量 (kg)		5	5	5	...
NaCN 濃 度 (%)		0.05	0.05	0.03	0.05
Au 品位 (g/t)	原 鉱	3.4	2.8	2.8	3.4
	24 時間処理後	0.6	0.5	0.6	0.3
	48 時間処理後	0.4	0.3	0.4	0.2
	72 時間処理後	0.4	0.3	0.4	0.2

性を検討した。1978 年当時、三井串木野鉱山では、岩戸鉱は串木野鉱と混合して全泥青化製錬法（メルル・クロウ法）で処理しており、処理能力は 475 t/d であった。パイロットプラント試験は、岩戸鉱（200 t/d）のみを対象に試験できるように、操業中の処理系統（本工場）の中に表 3 に示すような設備を置き、図 4 の系統図に従って行った。同図中で、点線で囲み番号を付した設備は、バッテリー充電用に設置したものである。また、同図の左下のチューブミル、ボール分級機、シクナ等の系統は、本工場からのものである。

4・1 試験系統の説明と試験実施上の工夫

4・1・1 分粒工程と溶解槽への鉱石挿入 貯鉱舎から取り出された岩戸鉱は、本工場のコンカルミルで粉砕された後、レーキ分級機で分級される。この掻き上げ鉱は網目 8 mm の振動スクリーンでふるい分けられ、網上産物はコンカルミルに戻り再び粉砕され、網下産物は 1 次水簸槽に送られる。ここで粘土分は水洗され、オーバフローとともに本工場のシクナへ送られる。残分は 2 次水簸槽へポンプ輸送され、さらに水洗される。この水簸槽のオーバフローは 1 次水簸槽に戻され、一方、残った粗粒子は溶解槽へ送り、後述する方法で槽内で沈降、堆積させ充填層を形成させる。

溶解槽への鉱石の挿入法は、バッテリー充電操業の安定な維持管理を図るうえで、また高い金溶解率を得るうえで極めて重要である。例えば、溶解槽内で鉱石の堆積・充填の状態が不均一であったり、充填層のどこかで粘土分が層状に堆積すると、溶液の透過が不均一になり、金溶解率が低下するばかりでなく、洗浄の段階でも洗浄不足の問題が生じ、操業に悪影響がもたらされる。粘土分が層状に堆積するのは、次のような場合である。

イ) 溶解槽下部の濾過面での堆積は、鉱石挿入の開始時に槽内の 1 箇所に集中して鉱石を挿入したときに起こる。

ロ) 溶解槽の中ごろに粘土層ができるのは、主に鉱石挿入を一時中断したときである。

ハ) 溶解槽の溢流口まで鉱石を挿入しないとき、または、挿入が不適切で一部の挿入面が低く、液が溜まるようなときに、槽の上部で粘土分の堆積が起こる。

したがって、イ)については、挿入口を多くすることにより対処した。ロ)に関しては、a)挿入を中断しない、b)加圧空気、圧力水等を導入し、攪拌する、c)鉱石充填層上部の粘土分の多い水を抜く、などの対策が考えられる。今回の試験では、圧力水により粘土分の沈降を防いだ。ハ)に対しては、鉱石の挿入が終了する少し前から、圧力水で鉱石充填層の上面が水平になるようにした。実操業に際しては、溢流口が上下に移動できるような構造にするのが望ましい。

以上のような対策と工夫をして、2 次水簸槽の残分として取り出された粗粒の鉱石を、水を加えて溶解槽に送り、槽内に沈降、堆積させる。鉱石の挿入時、濁液は溢流させ本工場へ戻し、溶解槽が堆積した鉱石で満杯になったら、給鉱をやめる。図 5 に、溶解槽の概略を示す。この溶解槽の 1 槽へ鉱石を挿入するのに要す

表3 パイロットプラント試験設備の機械仕様

No.	設 備 名	寸 法 (mm)	台数
1	振動スクリーン	300 W × 2,440 L	1
2	水簸槽	780 φ × 520 H	2
3	溶解槽	2,900 W × 8,718 L × 4,628 H (75 m ³)	4
4	スクリーコンベヤ	400 W × 300 φ × 6,500 L	2
5	貯液槽	6,100 φ × 1,500 H (28 m ³)	1
6	循環液槽	6,100 φ × 1,500 H (28 m ³)	1

図4 パイロットプラント試験の系統図

る時間は、約 20 時間である。溶解槽への給鉱の金品位は、鉱石挿入用の給鉱樋の口より 1 時間ごとに杓子でサンプリングし、これらを混合したものについて分析して求めている。

4・1・2 溶解工程 上述の方法で一つの溶解槽内に鉱石充填層を形成後、槽下部の排水バルブを開き、循環液槽で所定の NaCN 濃度（0.05 %）に調整した溶解液を溶解槽上部から鉱石層に給液する。充填層を透過した液は循環液槽に戻し、NaCN 濃度を調整後、ポンプアップして再び溶解槽上部より給液する。鉱石中の金の溶解は、このように溶解液を鉱石充填層を通して 30 時間循環させて行い、この間、循環溶液の流量は下部のバルブを全開してもなお槽上部の溢流口より液が少し溢れる程度

図5 バッテリーチング用の溶解槽の概略図

(12~15 t/h) に保たれている。溶解終了後、給液を止め、溶解槽中の液は循環液槽に排出し、ついで本工場のメルル・クロー法による金、銀回収工程へ送る。

溶解処理中の鉱石の金品位は、溶解槽の中部、下部から鉱石試料をサンプリングするのが難しいので、あらかじめ決められた上部の3箇所から所定時間ごとにサンプリングしたものについて分析し求めている。

4・1・3 洗浄工程 溶解工程が終了した後、本工場の廃滓シクナへのオーバーフローを使用して鉱石充填層の通水洗浄を行い、金、シアン化物の残分を排液中に回収する。この排液は貯液槽へ送った後、そこから本工場へ戻す。この洗浄の間、洗浄液の流量は下部のバルブを全開してもなお槽上部の溢流口より液が少し溢れる程度 (12~15 t/h) に保たれている。また、排液を所定時間ごとにサンプリングし、金、銀およびシアン化物濃度を測定する。排液中の金、シアン化物の濃度が低下したら、新水を通水して鉱石充填層をさらによく洗浄し、排液は本工場の廃滓シクナへ処理する。

4・1・4 鉱滓排出工程 洗浄を終えた鉱石 (鉱滓) は、水で洗い出しながら排出口よりスクリーコンベアへ移す。ここでは、鉱滓を水簸するとともに、細骨材として砂製品になる粗粒子をスクリーで掻き上げ、これをベルトコンベアで製品置場に

搬送する。このベルトコンベア上にて1時間ごとにスコップでサンプリングを行い、これらを混合したものについて分析し、製品中の金品位を求めている。スクリーコンベアのオーバーフローは、廃滓シクナへ送る。

4・2 試験

パイロットプラント試験では、4槽の溶解槽を後述のような手順 (図9) に従って順番に用い、以上に述べた操作を溶解槽以外の設備が連続操作できるようにして試験した。

4・3 結果および考察

金鉱石の浸出・溶解挙動を明らかにするため、溶解工程での溶解槽中の鉱石の金品位と処理時間の関係を調べた。その結果を図6に示す。本パイロットプラント試験では、元鉱をコニカルミルで粉碎するときにミル用水としてシアン含有母液を用いており、それに伴い鉱石中の金の30~40%が浸出・溶解するので、処理開始時の金品位が2.0 g/tと低くなっている。溶解槽内では、処理時間が増大するに従い、鉱石中の金品位は直線的に低下し、約28時間ではほぼ一定値に到達した。ラボラトリー試験では溶解可能な金の大部分が24時間程度で浸出されており、パイロットプラント試験とは実験条件のコントロールの厳しさや実験スケールに違いがあるにもかかわらず、両試験結果にはよい対応が認められる。

図6 溶解工程における鉱石品位と時間の関係

図7 洗浄工程における溶液中の金、銀の濃度と時間の関係

図8 洗浄工程における溶液中のシアン化物濃度と時間の関係

第四槽	溶 解		液 切	洗 滌	排 出	挿 入	溶 解			液 切	洗 滌													
第三槽	液 切	洗 滌	排 出	挿 入		溶 解			液 切	洗 滌	排 出													
第二槽	排 出	挿 入		溶 解			液 切	洗 滌	排 出	挿 入														
第一槽	挿 入		溶 解		液 切	洗 滌	排 出	挿 入		溶 解														
時間	10		20		30		40		50		60		70		80		90		100		110		120	
日	1 日 目			2 日 目			3 日 目			4 日 目			5 日 目											

図9 溶解槽の作業手順

次に、洗浄に必要な時間について調べた。図7に洗浄工程における洗浄時間と排液中の金、銀濃度との関係を、図8に洗浄時間と排液中のシアン化物濃度との関係をそれぞれ示す。いずれの濃度も洗浄時間の増大とともに低下し、12～14時間後にはほぼ一定の値となっており、金は0.1 mg/l、銀は1.0 mg/lの濃度になった。

操業における溶解工程および洗浄工程の時間は、以上に述べた結果と、設備費、操業費、製品コストなどを考慮して経済的な観点から検討し、決定される。このようにして決められた浸出・溶解および洗浄の時間に基づき、4槽の溶解槽の作業手順が図9のように決まり、操業に移され、現在に至っている。

本パイロットプラント試験では、鉱石は貯鉱舎に入る前にブレイクラッシャおよびコーンクラッシャで粗粉碎されている。ついで、これはコンカルミルで粉碎され、水簸により微粒部分を除かれた後、溶解工程、洗浄工程を経て鉱滓となる。この鉱滓の粒度分布は、図10から明らかなように、JIS規格による細骨材の粒度分布の上限(粗砂)および下限(細砂)の間にあり、本試験での粉碎・分級系統は細骨材の粒度基準を満たすうえで適切に設計・操業されていることが分かる。この鉱滓は、表4の物理試験結果にみられるように、細骨材に適した性質を十分有している。岩戸鉱は、掘場ごとに粘土の含有率が異なる。そのため、細骨材にできる鉱滓の岩戸鉱処理鉱量に対する歩留まり(製品歩留まり)も変動するが、試験期間中の製品歩留まりは45～65%であった。この細骨材製品になる以外の、残りの鉱量分の鉱石は微粒子であるので本工場の全泥青化製錬法の系統で処理され、金、銀が回収される。

以上に述べたパイロットプラント試験結果から、岩戸鉱を粗粒の状態でのバッテリー充電することにより鉱滓を細骨材として利用できることが確かめられた。また、金溶解率はラボラトリー試験の結果とほぼ同じであり、全泥青化法による操業の成績と比較しても、その低下はわずかであった。本バッテリー充電を操業に移した場合、粉碎コストの低減、細骨材の製造販売による増益とともに、鉱滓量が少なくなるので鉱滓堆積場の延命化が図れるなどの経済効果が期待された。そこで、1978年末より岩戸鉱の処理にバッテリー充電法による操業を取り入れたところ、その経済効果が確かめられたので、現在に至るまでバッテリー充電法

図10 鉱滓と細骨材の粒度分布

表4 鉱滓の物理試験結果

比重(表面乾燥飽和状態)	2.57
比重(絶対乾燥)	2.55
吸 収 量	1.04 %
単位容積重量	1.53 kg/l
洗い試験	1.12 %
粒径判定実績率	53.2 %

表5 操業実績の比較

	従来方式 全泥青化法	1979年実績 全泥青化法+ バッテリー充電法
処理鉱量	71,952 t	71,952 t
全泥青化法	71,952 t	36,945 t
バッテリー充電法		35,007 t
原単位物品		
電 力	26.3 kWh/t	10.1 kWh/t
ボール	2,898 g/t	1,380 g/t
ライナ	303 g/t	161 g/t
鉱滓品位		
金	0.27 g/t	0.37 g/t
銀	6.80 g/t	7.47 g/t
鉱滓処理費	1,498 円/t	1,498 円/t
製品販売価格		586 円/t

法による操業を続けてきている。一例として表5に、2鉱種について全泥青化法で処理していた従来の操業実績値と、バッテリー充電法と全泥青化法で処理している1979年度の操業実績値との比較を示す。なお、パイロットプラント試験および操業用の設備に約31,000千円を要したが、表5の実績値から計算した経済効果は1979年度分で約60,000千円になり、バッテリー充電法の採用は十分な利益をもたらしていることが分かる。現在までの各年度の経済効果も、1979年度とほぼ同じぐらいであると推測される。

一般に金鉱石の製錬は全泥青化製錬法で行われており、鉱石は-200 meshまで粉碎された後に青化処理されるため、微粒の鉱滓が大量に発生する。鉱滓は堆積場に送られ処理されるが、微粒子であるため築堤材が不足し、その築造、維持にコストが嵩むので、内盛式堆積場を造る場合が多い。しかし、1982年より日本国内では内盛式堆積場の新規の築造は、地震対策のうえから法的に禁止されている。金鉱石の製錬鉱滓はシアンを含むため、地下水浸透に十分な対策が必要であり、また堆積場の築造に際し地区住民の同意を得ることが年々難しくなっており、今後の堆積場の新設、維持、管理は極めて困難なものになるであろう。本報で報告したバッテリー充電法は、微粒の鉱滓の量を減少し、鉱滓処理費の低減、堆積場の延命化をもたらすとともに、粗粒の鉱

滓を有効利用する道を拓く。この粗粒の鉛滓は、現在、生コン用の細骨材や盆栽用の砂として販売されており、無塩砂としてユーザーに喜ばれている。なお、三井串木野鉛山では、バットリーチング処理されない微粒の岩戸鉛（図4のレーキ分級機および一次水簸槽のオーバーフロー）と串木野鉛などを全泥青化製錬法で処理しているが、この鉛滓は銅製錬の自溶炉でのフラックス用の珪酸粉として販売されており、また非流失性人工土壌材⁹⁾の主原料として利用されている。これらの結果、現在、同鉛山では鉛滓堆積場が不要となっている⁶⁾。

5. ま と め

1978年当時、三井串木野鉛山では串木野鉛、岩戸鉛の2鉛種を全泥青化製錬法で処理しており、粉碎と鉛滓処理に多くのコストが費やされていたため、製錬系統の改良と鉛滓の有効利用が差し迫った課題となっていた。この中で岩戸鉛は大部分の金粒が小孔隙中に含まれており、粗粒の状態でも金を浸出・溶解できる可能性が考えられたので、ラボラトリー試験により検討した。この結果、生コン用細骨材に適する粒度（0.15～8.0 mm）の試料で十分な金溶解率を得ることができた。次に、浸出・溶解過程にバットリーチングを用いるパイロットプラント試験を行い、ラボラトリー試験の結果を確認するとともに、最適な溶解槽への鉛石挿入

法、溶解工程、洗浄工程を明らかにした。これらの成果に基づき、従来の製錬系統を改め、粗粒の岩戸鉛の処理をバットリーチング法で、串木野鉛および微粒の岩戸鉛の処理を全泥青化法で行うようにした。このバットリーチング法の導入により、粉碎コストの低減、細骨材の製造販売による増益、鉛滓堆積場の延命化などの大きな経済効果が得られた。なお、現在では、全泥青化法で生ずる鉛滓も銅製錬におけるフラックスや非流失性人工土壌材の主原料として利用されており、三井串木野鉛山では鉛滓堆積場が不要となっている。

本研究をまとめるに当たり有益なご助言を頂きました北海道大学工学部中島 巖教授、恒川昌美教授、米田哲朗助手に厚くお礼申し上げます。

引 用 文 献

- 1) 例えば、日本鉛業会誌、Vol. 86, (選鉛選炭号), p. 803-819, (1970)
- 2) 例えば、資源と素材, Vol. 109, (非鉄製錬号), p. 1204-1205, (1993)
- 3) 中廣吉孝: 資源と素材, Vol. 108, p. 835-841, (1992)
- 4) Collings, R. K. : J. of Testing and Evaluation, Vol. 12, p. 46-56, (1984)
- 5) 浦島幸世・斉藤正夫・佐藤英太郎: 鉛山地質, 特別号 10, p. 1-14, (1981)
- 6) 宮川 博・安部孝伸・細岡敏夫: 資源と素材, Vol. 108, p. 242-245, (1992)
- 7) 宮川 博: 資源と素材, Vol. 109, p. 1057-1060, (1993)
- 8) 斉藤正夫・佐藤英太郎: 鉛山地質, Vol. 28, p. 191-202, (1978)
- 9) 細岡敏夫・中島 巖・米田哲朗・千葉幸司: 資源と素材, Vol. 112, p. 25-30, (1996)