

مقایسه اقتصادی دو روش سمنتاسیون و استخراج حلالی برای بازیابی مس از محلول فروشویی شده (لیچ) کانسارهای اکسیده مس طارم سفلی

نوشته: مهدی ایران نژاد*، مهدی سالاری راد*، و میرزا آقا محمدی*

*دانشکده معدن، بخش کانه آرای، دانشگاه صنعتی امیر کبیر، تهران، ایران

Comparison of Economics of Cementation and Solvent Extraction for Recovery of Copper from Tarom Sofla Oxidized Copper Leach Solutions

By: M. Irannejad*, M. Salari Rad* & M.A. Mohammadi*

*Faculty of Mining, Mineral Processing Department, Amir Kabir University of Technology, Tehran, Iran

تاریخ دریافت: ۱۳۸۳/۰۴/۲۸ تاریخ پذیرش: ۱۳۸۶/۰۱/۲۱

چکیده

کانسارهای مس طارم سفلی از مجموعه کانسارهایی است که در زون طارم قرار دارد و شامل چندین کانسار مس اکسیده بوده که از معروفترین آنها می توان به سه کانسار چیذه، آقدره و یمقان اشاره کرد. در این مقاله به مقایسه اقتصادی دو روش سمنتاسیون و استخراج حلالی برای بازیابی مس از محلول فروشویی شده این کانسارها پرداخته شده است. برای ارزیابی اقتصادی، به علت گوناگونی کانسارها از نظر میزان ذخیره و ظرفیت تولید، دو ظرفیت تولید (ظرفیت بالا: ۲۰۰۰ تن ظرفیت پایین: ۹۰ تن کانسنگ در روز) دو روش فروشویی (لیچینگ) و دو روش بازیابی در نظر گرفته شد. با در نظر گرفتن این سه عملیات (ظرفیت تولید، روش فروشویی و روش بازیابی) در مجموع ۸ گزینه ارزیابی شد. هزینه های سرمایه ای با استفاده از روشهای مرتبه بزرگی (قانون شش دهم) و هزینه عملیاتی با توجه به نتایج آزمایشها برآورد شد. برای مقایسه اقتصادی از روش NPV (ارزش فعلی خالص) استفاده شد. نتایج ارزیابی نشان داد که ارزش فعلی خالص گزینه ظرفیت بالا، بیش از ظرفیت پایین و ارزش فعلی خالص گزینه های فروشویی همزنی بیشتر از فروشویی حوضچه ای است. همچنین مشخص شد که ارزش فعلی خالص سمنتاسیون در ظرفیت پایین بیشتر از استخراج حلالی بوده در حالی که در ظرفیت بالا، عکس این مطلب صادق است. بنابراین، برای ظرفیتهای کوچک تر یا مساوی ۹۰ تن کانسنگ در روز، روش ارجح بازیابی از محلول از نظر اقتصادی، سمنتاسیون است ولی برای ظرفیتهای بزرگ تر یا مساوی ۲۰۰۰ تن کانسنگ در روز روش استخراج حلالی مناسب است.

کلیدواژه ها: کانسار مس طارم سفلی، کانسارهای اکسیده مس، بازیابی از محلول، مقایسه اقتصادی، سمنتاسیون، استخراج حلالی.

Abstract

The Tarom Sofla copper ore zone includes several oxidized copper ore deposits, the most famous being Cheeseh, Agh-darreh and Yamaghan deposits. In view of the diversity of reserves and productivity of ore deposits in the area, two production capacities (high : 2000 tpd and low : 90 tpd), two leaching processes and two methods of recovery were considered to compare the economics of cementation vs. solvent extraction for recovering copper from leach solutions of these ores. Taking all the three parameters (production capacity, leaching processes and methods of recovery) into consideration eight alternatives were evaluated. Capital costs were estimated by employing order of magnitude calculations while operating costs were estimated by scaling up lab- scale costs. Economic comparison was made by the NPV method.

The results showed that the NPV of the high capacity model was higher than the low capacity model while vat leaching has a lower NPV than agitation leaching. Similarly it was shown that cementation for the low capacity model has a higher NPV than

solvent extraction while for the high capacity model the order is reversed. Hence it is concluded that for capacities less than or equal to 90 tpd cementation is the economically preferable method for recovering copper from leach solutions but for capacities greater than or equal to 2000 tpd solvent extraction is the better option.

Key words: Tarom Sofla copper ore zone, Oxidized copper ores, Recovery of solution, Economic comparison, Cementation, Solvent extraction.

مقدمه

همچنین نزدیک بودن این کناسارها، یکی از گزینه‌های ممکن، استخراج جداگانه این کناسارها و انتقال مواد معدنی استخراج شده به یک کارخانه مشترک برای فرآوری همزمان است. بنابراین، برای مقایسه اقتصادی روشهای بازیابی فوق، دو ظرفیت تولید در نظر گرفته شد تا بتوان برای کناسارها و همچنین راهبردهای مختلف تولید (کارخانه فرآوری مشترک یا جداگانه) روش مناسب را انتخاب کرد. ظرفیت تولید اول، ۲۰۰۰ تن کناسنگ در روز (ظرفیت بالا) و ظرفیت دوم ۹۰ تن کناسنگ در روز (ظرفیت پایین) (محمدی، ۱۳۸۳) در نظر گرفته شد. این اعداد، با توجه به ذخیره میانگین کناسارهای مختلف و با استفاده از فرمول تایلر به دست آمده است.

مطالعات اولیه آزمایشگاهی نشان داده است که غلظت مناسب مس در محلول فروشویی شده ۱۰ g/l، ضریب آهن ۰/۹، استخراج کننده مناسب LIX984N، غلظت استخراج کننده ۳۰ درصد حجمی و تعداد مراحل استخراج ۲ و تعداد مراحل برهنه سازی ۱ است (محمدی، ۱۳۸۳). اما برای مطالعات اقتصادی ضریب آهن ۱/۲ (ضریب آهن در عمل به علت اکسایش دوباره یونهای فروس به فریک بیش از مقدار به دست آمده از نتایج آزمایشگاهی است) و بازیابی کلی (فروشویی و بازیابی از محلول) برای گزینه‌های فروشویی همزنی ۹۰ و برای فروشویی مخزنی ۸۰ درصد در نظر گرفته شده است.

۱- برآورد هزینه‌های سرمایه‌ای

چون پروژه در مرحله امکان‌سنجی مقدماتی قرار دارد، برای برآورد هزینه از مرتبه بزرگی و قانون شش دهم استفاده شده است. بر اساس این روش، از هزینه سرمایه‌ای یک پروژه با ظرفیت مشخص در یک سال معین برای برآورد هزینه سرمایه‌گذاری پروژه مورد نظر استفاده می‌شود. برای این منظور از رابطه ۱ (Mular, 2002) استفاده می‌شود.

$$\text{رابطه (۱)} \quad \frac{COST_1}{COST_2} = \left[\frac{CAPACITY_1}{CAPACITY_2} \right]^n$$

در این رابطه n برای سمنتاسیون ۰/۶ و برای استخراج حلالی ۰/۷ (Lewis and Bhappu, 1976; Sudderth, 1973) در نظر گرفته شده است. همچنین در این فرمول CAPACITY حجم محلول باردار است.

مس یکی از فلزهای با اهمیت در صنعت است. کاربرد آن به علت گسترش فنون ارتباطی و همچنین افزایش روزافزون استفاده از انرژی برق در جهان، رو به گسترش است. کشور ما نیز از این امر مستثنی نبوده است. مهم‌ترین منابع مس، کناسارهای سولفیدی و اکسیدی است و ایران از نظر کانه زایی مس، از پتانسیل خوبی برخوردار است.

کناسارهای مس طارم سفلی، از کناسارهای زون طارم و شامل چندین کناسار مس اکسیدی بوده که از معروف‌ترین آنها می‌توان به سه کناسار چیده، آقدره و یمقان اشاره کرد. این کناسارها نزدیک به هم بوده و نحوه زایش، ویژگیهای زمین‌شناختی، سنگ‌شناختی و کانی‌شناختی یکسانی دارند. ذخیره هر یک از این کناسارها متغیر بوده و به طور میانگین برای کناسارهای متوسط مقیاس، ۵ میلیون تن کناسنگ و برای کوچک مقیاس ۱۶۲ هزار تن کناسنگ با عیار میانگین ۳ درصد مس (محمدی، ۱۳۸۳) برآورد شده است.

کناسارهای اکسیدی مس، بیشتر به روش هیدرومتالورژی فرآوری می‌شوند. مطالعات اولیه آزمایشگاهی، روش فروشویی (لیچینگ) مخزنی و همزنی به وسیله اسید سولفوریک (شاهوردی، ۱۳۸۳) را برای این منظور مناسب تشخیص داده است.

مرحله نهایی هر فرایند هیدرومتالورژیکی، بازیابی فلز از محلول فروشویی شده است. برای بازیابی مس از محلول فروشویی شده روشهای مختلفی از جمله رسوب دادن، سمنتاسیون، الکترووینینگ مستقیم، استخراج حلالی - الکترووینینگ (SX-EW) پیشنهاد می‌شود. از این بین، دو روش استخراج حلالی و سمنتاسیون از نظر اقتصادی استفاده شده‌اند و از این رو اهمیت بیشتری دارند. انتخاب هر یک از این روشها، بستگی به ظرفیت تولید و مسائل اقتصادی (Sudderth, 1973) دارد. در این مقاله، برای بازیابی مس از کناسارهای طارم سفلی این دو روش برای ظرفیتهای مختلف در شرایط کشور ایران مقایسه می‌شوند.

همان گونه که پیش‌تر نیز اشاره شد، میزان ذخایر کناسارهای مختلف این مجموعه متفاوت است. از یک طرف، انتخاب روش مناسب برای بازیابی، بستگی به ذخیره کناسار و در نتیجه ظرفیت تولید دارد. از آن گذشته به علت کوچک بودن ذخایر، شباهت زیاد سنگ‌شناختی و کانی‌شناختی و



تنها موردی که در این جدول نیاز به توضیح دارد، هزینه سالانه کارگری است. هزینه سالانه کارگری از فرمول زیر محاسبه می‌شود.

$$\text{هزینه سالانه کارگری} = \frac{(OR * OMSPW + HR * HMSPW + LR * LMSPW)}{ODPW} * OHPS * ODPY$$

در این فرمول OR، HR و LR به ترتیب هزینه کاربر، دستیار و کارگر به ازای یک ساعت OMSPW، HMSPW و LMSPW به ترتیب تعداد نفر-نوبت کاری مورد نیاز در هفته برای کاربر، دستیار و کارگر، OPDPW، تعداد روز کاری در هفته، OHPS ساعت کاری در هر نوبت و ODPY تعداد روزکاری در سال است.

در این جدول، هزینه کاربر ۱۶۷۰، دستیار ۱۳۹۰ و کارگر ۱۱۲۰ تومان بر ساعت، هزینه تعمیر و نگهداری سالانه ۳ درصد هزینه سرمایه‌گذاری و هزینه‌های متفرقه سالانه یک درصد هزینه سرمایه‌گذاری در نظر گرفته شده است. کارخانه در سه نوبت ۸ ساعته کار می‌کند. تعداد روزکاری ۵ روز در هفته و ۲۵۰ روز در سال فرض شده است.

۳- مقایسه اقتصادی گزینه‌های مختلف

برای مقایسه اقتصادی گزینه‌های مختلف از روش ارزش فعلی خالص (NPV) استفاده شده است. برای این منظور، مقدار درآمد خالص سالانه در طول عمر معدن ثابت در نظر گرفته شده است. درآمد خالص به ازای یک کیلوگرم مس از تفریق هزینه‌های عملیاتی از درآمد ناخالص (۲۷۲۰ تومان بر کیلوگرم مس) به دست آمده است. برای تبدیل درآمد خالص یکنواخت سالانه به ارزش فعلی از رابطه ۳ (فضلولی، ۱۳۸۰) استفاده شده است.

$$P = A \left[\frac{(1+i)^n - 1}{i(1+i)^n} \right] \quad \text{رابطه (۳)}$$

در این رابطه، P ارزش فعلی A مقدار ستاده یکنواخت سالانه و n عمر معدن و i حداقل نرخ جذب کننده است. جدول ۵ نتایج مقایسه اقتصادی برای گزینه‌های مختلف را نشان می‌دهد. در این جدول ارزش فعلی ناخالص در حقیقت ارزش فعلی درآمد خالص سالانه است و ارزش فعلی خالص از تفریق هزینه سرمایه‌ای از ارزش فعلی ناخالص به دست آمده است. نکته‌ای که باید به آن اشاره شود این است که در این تحقیق، هدف، ارزیابی اقتصادی کل پروژه نیست، در اینجا تنها دو روش بازیابی از محلول برای ظرفیتهای مختلف از نظر اقتصادی مقایسه می‌شوند. برای ارزیابی کل پروژه، می‌بایست هزینه سرمایه‌گذاری و عملیاتی مراحل قبل (معدنکاری، سنگ‌شکنی، آسیا، حمل

هزینه یک پروژه مینا، به طور معمول برای سالهای گذشته است. به علت تورم و عوامل دیگر، قیمتها سال به سال تغییر می‌کنند. بنابراین، برای تبدیل یک قیمت از یک سال مینا به سال مورد نظر، از شاخص قیمتها بر اساس رابطه ۲ (Mular, 2002) استفاده می‌شود.

$$\frac{COST_{YEAR_1}}{COST_{YEAR_2}} = \frac{INDEX_{YEAR_1}}{INDEX_{YEAR_2}} \quad \text{رابطه (۲)}$$

شاخص مناسب برای صنعت معدن و فرآوری، شاخص قیمت مارشال و سوویفت (M&S) (Mular, 2002) است. برای برآورد هزینه‌های سرمایه‌ای از مراجع (Lewis (1976) و Sudderth (1973) استفاده شده است. این هزینه‌ها مربوط به سال ۱۹۷۵ و ۱۹۷۶ است. برای برآورد درست هزینه‌های سرمایه‌گذاری فاصله زمانی بین سال مینا و سال مورد نظر حتی‌الامکان باید کمتر از ۷ سال باشد. با توجه به اینکه سال مورد نظر ۲۰۰۴ بوده، فاصله زمانی بین دو سال زیاد است. ولی با توجه به اینکه در رابطه با سمتاسیون مس منابع جدیدی در دسترس نیست، به دو دلیل می‌توان از آن چشم‌پوشی کرد. اولاً پروژه در مرحله امکان‌سنجی مقدماتی بوده و دقت برآورد هزینه‌ها در حدود $\pm 30\%$ درصد است. دوم اینکه برآورد هزینه‌ها مطلق نیست، یعنی نمی‌خواهیم هزینه سرمایه‌گذاری کل پروژه را تعیین و اقتصادی بودن آن را بررسی کنیم، بلکه روش نسبی است. به این معنی که این دو روش نسبت به هم مقایسه می‌شوند و اگر خطایی هم در برآوردها رخ داده باشد، به یک نسبت بر این دو روش تأثیر می‌گذارد. با توجه به مطالب فوق، هزینه سرمایه‌ای برای گزینه‌های مختلف به شرح جدول ۱ خواهد شد.

۲- برآورد هزینه‌های عملیاتی

هزینه عملیاتی سمتاسیون شامل هزینه کارگری، آهن قراضه، ذوب و تخلیص، اسیدسولفوریک، تعمیر و نگهداری و هزینه‌های متفرقه، و هزینه عملیاتی استخراج حلالی شامل هزینه کارگری، حلال آلی، برق، تعمیر و نگهداری و هزینه‌های متفرقه است. برای برآورد هزینه‌های عملیاتی باید تعداد نوبت کاری-نفر مورد نیاز در هفته و هزینه مواد مصرفی تعیین شود. جدول ۲ تعداد نوبت کاری-نفر مورد نیاز برای روشهای مختلف و جدول ۳ هزینه‌های مواد مصرفی را نشان می‌دهد. برای برآورد هزینه‌های کارگری (نفر-نوبت کاری مورد نیاز در هفته) از مرجع (Sudderth (1973) استفاده شده است. با در نظر گرفتن اطلاعات مندرج در جدولهای ۲ و ۳، هزینه‌های عملیاتی مستقیم سالانه برای گزینه‌های مختلف به شرح جدول ۴ است. با در نظر گرفتن اطلاعات مندرج در جدولهای ۲ و ۳ محاسبه ردیفهای مختلف هزینه‌های عملیاتی مستقیم سالانه (جدول ۴) واضح بوده و نیاز به توضیح بیشتر ندارد.

۳- ارزش فعلی خالص روش سمناسیون در ظرفیت پایین در هر دو روش فروشویی، بالاتر از ارزش فعلی استخراج حلالی است. ولی در ظرفیت بالا عکس این موضوع است.

۴- بنابراین برای ظرفیتهای کوچکتر یا مساوی ۹۰ تن کانسنگ در روز، روش ارجح بازیابی از محلول از نظر اقتصادی سمناسیون است ولی برای ظرفیتهای بزرگتر یا مساوی ۲۰۰۰ تن کانسنگ در روز، روش استخراج حلالی مناسب است.

ماده ماده معدنی از معدن به محل فروشویی برای راهبردهای مختلف) و هزینه‌های بالاسری در نظر گرفته شود.

۴- نتیجه‌گیری

۱- ارزش فعلی خالص مربوط به روش فروشویی همزنی بالاتر از فروشویی حوضچه‌ای است.
۲- ارزش فعلی خالص ظرفیت تولید بالا(ذخیره دوم یا راهبرد دوم) بیش از ارزش فعلی خالص ظرفیت تولید اول(ذخیره اول) است.

جدول ۱- هزینه سرمایه‌گذاری بازیابی از محلول

همزنی				حوضچه‌ای				فروشویی
استخراج حلالی-الکترووینینگ		سمناسیون		استخراج حلالی-الکترووینینگ		سمناسیون		بازیابی
2000	90	2000	90	2000	90	2000	90	تولید کانسنگ (t/d)
54	2.43	54	2.43	48	2.16	48	2.16	تولید مس (t/d)
540	243	540	243	480	216	480	216	دبی محلول آبی (m ³ /d)
11.68	1.35	1.57	0.32	11.07	1.24	1.49	0.30	هزینه سرمایه‌ای (مبنا)(میلیون دلار)
29.48	3.41	3.96	0.81	27.94	3.13	3.76	0.76	هزینه سرمایه‌ای (۲۰۰۴)(میلیون دلار)
25054	2896	3368	686	23745	2660	3196	644	هزینه سرمایه‌ای (۲۰۰۴)(میلیون تومان)

جدول ۲- نوبت کاری- نفر مورد نیاز در هفته برای روشهای مختلف

فروشویی همزنی				فروشویی حوضچه‌ای				نوع فروشویی
استخراج حلالی-الکترووینینگ		سمناسیون		استخراج حلالی-الکترووینینگ		سمناسیون		بازیابی
2000	90	2000	90	2000	90	2000	90	تولید کانسنگ (t/d)
54	2.43	54	2.43	48	2.16	48	2.16	تولید مس (t/d)
21	21	7	7	21	21	7	7	کاربر
14	7	7	0	14	7	7	0	دستیار
10	10	7	5	10	10	7	5	کارگر

۱) برای برآورد هزینه‌های سرمایه‌ای از مراجع Lewis (1976) و Sudderth (1973) استفاده شده است. این هزینه‌ها ابتدا بر اساس رابطه ۱ نسبت به ظرفیت (حجم محلول باردار) اصلاح و سپس بر اساس رابطه ۲ و با استفاده از شاخص مارشال و سوویفت به روز شده‌اند.

۲) شاخص قیمت برای سال مبنا میانگین سالهای ۱۹۷۵ و ۱۹۷۶ برابر با ۴۶۷ (فضولی، ۱۳۸۰) و برای سال ۲۰۰۴، ۱۲۶۳ (Chemical EngineerinG) استفاده شده است.

۳) نرخ برابری در تبدیل هزینه‌های دلاری به تومان، ۸۵۰ تومان در نظر گرفته شده است.

جدول ۳- هزینه‌های مواد مصرفی به ازای یک کیلوگرم مس خالص

روش بازیابی	لیست هزینه‌ها	مصرف	قیمت واحد (تومان بر کیلوگرم)	هزینه (تومان بر کیلوگرم مس)
سمتاسیون	آهن قراضه	۱/۲ (کیلوگرم)	۱۰۰	۱۲۰
	ذوب و تخلیص	-----	-----	۶۰۰
	اسیدسولفوریک	۰/۵ (کیلوگرم)	۱۰۰	۵۰
استخراج حلالی	افت حلال آلی	۰/۱ (لیتر بر لیتر فاز آبی)	۳۸۸۰	۳۸/۸
	برق	۲/۳۳۵ (کیلو وات بر کیلوگرم مس)	۲۵	۵۸/۳۸

۱) مقدار اسید مصرف در روش سممتاسیون (۰/۵ کیلوگرم) در حقیقت تفاوت مقدار مصرف اسید در دو روش فوق است. این مقدار اسید در روش استخراج حلالی در مرحله الکترووینینگ تولید می‌شود.

۲) قیمت ۱ لیتر LIX984N، ۱۲۰۰۰ تومان و قیمت ۱ لیتر رقیق کننده ۴۰۰ تومان است. برای فاز آلی با ۳۰ درصد حجمی استخراج کننده قیمت ۱ لیتر فاز آلی ۳۸۸۰ تومان می‌شود.

جدول ۴- هزینه‌های عملیاتی مستقیم سالانه (هزار تومان)

همزنی		حوضچه‌ای				فروشویی		
استخراج حلالی- الکترووینینگ		سمتاسیون		استخراج حلالی- الکترووینینگ		سمتاسیون		بازیابی
2000	90	2000	90	2000	90	2000	90	تولید کانسنگ (تن بر روز)
54	2.43	54	2.43	48	2.16	48	2.16	تولید مس (تن در روز)
540	243	540	243	480	216	480	216	دبی محلول آبی (m ³ /d)
26292	22400	11704	6916	26292	22400	11704	6916	کارگر
788063	35463	0	0	700500	31523	0	0	نیروی الکتروسیته
1620000	72900	1620000	72900	1440000	64800	1440000	64800	آهن قراضه
8100000	364500	8100000	364500	7200000	324000	7200000	324000	ذوب و تخلیص
523800	23571	523800	23571	465600	20952	0	0	حلال آلی
675	30	0	0	0	0	600	27	اسید
751616	86873	101031	20592	712362	79795	95882	19305	تعمیر و نگهداری
250539	28958	33677	6864	237454	26598	31961	6435	هزینه‌های متفرقه
12060984	634695	10390211	495343	10782207	570068	8780147	421483	مجموع هزینه‌ها
24122	28209	20780	22015	21564	25336	17560	18733	هزینه به ازای یک تن کانسنگ (تومان)
893	1045	770	815	899	1056	732	781	هزینه به ازای یک کیلوگرم مس (تومان)

جدول ۵- ارزیابی اقتصادی گزینه‌های مختلف

همزنی				حوضچه‌ای				فروشویی
استخراج حلالی- الکترووینینگ		سمناسیون		استخراج حلالی- الکترووینینگ		سمناسیون		بازیابی
2000	90	2000	90	2000	90	2000	90	تولید کانستک (تن بر روز)
54	2.43	54	2.43	48	2.16	48	2.16	تولید مس (تن در روز)
1827	1675	1950	1905	1821	1664	1988	1939	درآمد خالص به ازای یک کیلو گرم مس (تومان)
25054	2896	3368	686	23745	2660	3196	644	هزینه سرمایه‌گذاری اولیه (میلیون تومان)
24659	1179	26330	1157	21858	899	23860	1047	درآمد خالص سالانه
103382	4249	110387	4171	91638	3240	100032	3775	ارزش فعلی ناخالص
78328	1353	107019	3484	67893	580	96836	3132	ارزش فعلی خالص

• در ارزیابی اقتصادی، قیمت مس ۲۷۲۰ تومان در نظر گرفته شده است. درآمد خالص به ازای یک کیلو گرم مس از تفریق هزینه‌های عملیاتی از درآمد ناخالص (۲۷۲۰ تومان بر کیلو گرم مس) به دست آمده است. حداقل نرخ جذب ۲۰ درصد، عمر کارخانه با توجه به ذخیره کانسارها برای ظرفیت پایین ۷ سال و برای ظرفیت بالا ۱۰ سال در نظر گرفته شده است. همچنین سرمایه اولیه طی عمر معدن به طور خطی کاملاً مستهلک می‌شود.

کتابنگاری

- شاهوردی، ا.، ۱۳۸۳- «مطالعه امکان‌سنجی لیچینگ کانسارهای اکسیده مس طارم سفلی»، پروژه کارشناسی ارشد دانشکده مهندسی معدن و متالورژی، دانشگاه صنعتی امیرکبیر.
- فضلوی، ع.، ۱۳۸۰- «اقتصاد معدن (بررسی فنی و اقتصادی پروژه‌های معدنی)»، انتشارات دانشگاه بین‌المللی امام خمینی (ره).
- محمدی، م.آ.، ۱۳۸۳- «مطالعات امکان‌سنجی بازیابی مس از محلول لیچ کانسار مس اکسیده طارم سفلی»، پایان‌نامه کارشناسی ارشد فرآوری، دانشکده معدن، متالورژی و نفت، دانشگاه امیرکبیر.

References

- CHEMICAL ENGINEERING WEB SITE, WWW.CHE.COM DECEMBER 2005.
- Jackson, E., 1986- "Hydrometallurgical Extraction and Reclamation", ELLIS Wood Limited and John Wiley & Sons.
- Lewis, F.M. and Bhappu, R.B., 1976- "Economic Evaluation of Available Processes for Treating Oxide-Copper Ores", International journal of mineral processing, vol.3, pp 133-150.
- Mular, A.L., 2002- "Mineral Processing Plant Design, Practice and Control proceeding", SME.
- Sudderth, R.B., 1973- "Liquid Ion Exchange-Electrowinning vs Cementation: An Economic Analysis", Symposium on Solution Mining, pp 354 – 377.