



Ekstraksi Logam Tanah Jarang (LTJ) dan Logam Berharga Hasil Fusi Alkali Tailing Zirkon

Gyan Prameswara^{1*}, Panut Mulyono¹, Agus Prasetya¹, Herry Poernomo² dan Iga Trisnawati²

¹Departemen Teknik Kimia, Fakultas Teknik, UGM, Jl. Grafika No. 2, Kampus UGM, Yogyakarta, 55281

²Pusat Sains dan Teknologi Akselerator, BATAN, Jl. Babarsari Kotak Pos 6101 ykbb Yogyakarta, 55281

*E-mail: gyan.prameswara@mail.ugm.ac.id

Abstract

Zircon tailings is a waste from zircons and mining process, it has a potency for further utilized by extracting the precious metals, such as iron, titanium, nickel and rare earth metals (REMs). Research purposes are to determine the effect of leaching conditionson recovery of rare earth metals and precious metals from zircons and after alkaline fusion treatment. Alkaline fusion process was used as a method to separate phosphate in monazite minerals and to reduce liquid waste compared to hydrometallurgical processes. Alkaline fusion process was performed about 3 hours at 450°C, with ratio of sodium hydroxide (NaOH) to zircon tailings and about 1:1. Alkaline fusion product was leached by water then followed by hydrochloric acid leaching to separater are earth metals and other precious metals. Recovery of rare earth metals reach 70% at optimum conditions. While Fe, Ti and Ni reach 58%, 80% and 68% respectively.

Keywords: alkaline fusion, leaching, precious metals, rare earth metals, zircon tailing

Pendahuluan

Pengolahan produk samping dari produksi zirkon di Indonesia menjadi salah satu nilai tambah dan keharusan. Melalui peraturan menteri ESDM Nomor 8 Tahun 2015, maka pemegang izin usaha pertambangan wajib melakukan pengolahan dan/atau pemurnian konsentrat zirkon, ilmenit, rutil, monasit dan senotim. Salah satu mineral berharga dari produk samping pengolahan zirkon adalah logam tanah jarang (LTJ). Logam tanah jarang biasanya terdapat bersama tembaga, emas, uranium, fosfat dan besi. Kebanyakan logam tanah jarang terdapat dalam mineral bastenaesit dan monasit. Pada saat ini penggunaan logam tanah jarang (*Rare Earth Element*) semakin banyak, diantaranya untuk super konduktor, baterai isi ulang, sebagai katalis *cracking* (Sadri, Nazari, dan Ghahreman, 2017).

Hasil analisis XRD terhadap sampel pasir zirkon +60 mesh yang diambil dari Pangkalanbun Kalimantan Tengah mengandung mineral monasit dan senotim dengan komposisi mineral: zirkon 32,08 %, monasit 3,67 %, senotim 0,34 %, kasiterit 16,97 %, ilmenit 0,69 %, rutil 1,38 %, magnetit 0,38 %, hematit 4,12 %, limonit 1,39 % dan kuarsa 39,36 %. Selengkapnya komposisi mineral (%) dalam limbah penambangan pasir timah dari 6 lokasi di Bangka disajikan pada Tabel 1 (Poernomo, Biyantoro, dan Purwani, 2016).

Pengolahan tailing pasir zirkon diawali dengan *roasting* atau *fusion* menggunakan natrium hidroksida kemudian di-*leaching* menggunakan asam klorida atau asam nitrat, pengendapan dilakukan setelah mendapatkan logam tanah jarang yang larut dalam asam menggunakan asam oksalat atau amonia. Pengkajian lebih dalam untuk menentukan kinetika reaksi dari *leaching* logam tanah jarang hasil *alkali fusion* perlu dilakukan. Kajian lebih lanjut tersebut meliputi *recovery* logam tanah jarang hasil proses *alkaline fusion*, kinetika reaksi *leaching* logam tanah jarang, dan model kinetika *leaching* logam tanah jarang.

Penelitian terdahulu mengenai proses *leaching* logam tanah jarang sudah banyak dilakukan. Pemisahan logam tanah jarang dari thorium dan uranium dengan cara *leaching* menggunakan HCl pada kondisi pH tetap di atas 2. Karena pada pH dibawah 2 thorium dan uranium akan ikut terlarut (Shuaidkk., 2017). Pemisahan logam tanah jarang dari *waste fluorescent powder* menggunakan asam klorida, sebelumnya ditreatment dengan proses *alkaline fusion* dimana produk menghasilkan NaAlO₂ dan logam tanah jarang oksida. NaAlO₂ yang larut dengan air akan meninggalkan logam tanah jarang sendiri pada produk solid. Kondisi proses *leaching* logam tanah jarang oksida dalam penelitian ini adalah sebagai berikut, rasio *liquid-solid* 11:1, suhu *leaching* 75°C, waktu *leaching* 1,5 jam dan penambahan 8% hidrogen peroksida (Liao dkk., 2017).

Tabel 1. Komposisi mineral (%) dalam limbah penambangan pasir timah

Mineral	Komposisi mineral (%) sampel dari lokasi					
	N	T	S	B	J	P
Monasit	5.22	2.44	21.23	1.82	1.38	7.07
Senotim	1.78	3.27	17.55	1.01	0.56	1.13
Zirkon	7.32	18.69	16.92	10.69	1.33	62.82
Rutil	19.97	5.09	3.77	4.73	2.8	1.55
Anatase	1.92	0.34	0.92	3.16	4.82	0.11
Pseudorutil	41.7	28.893	7.19	38.68	37.64	ND
Ilmenit	2.35	9.16	16.9	4.12	3.15	8.79
Kasitrit	1.9	3.21	8.46	1.24	0.55	18.53
Kuarsa	17.8	24.65	ND	23.53	19.25	ND
Pirit	ND	ND	4.68	2.19	ND	ND
Markasit	ND	ND	2.39	2.42	ND	ND
Turmalin	ND	4.23	ND	6.42	18.69	ND
Topas	ND	ND	ND	N	9.84	ND

Keterangan : N = Nyelanding, T = Toboali, S = Sungkep, B = Bedukang, J = Jurug, P = Puput, ND = di bawah limit deteksi

Tujuan penelitian ini adalah untuk mengetahui kondisi optimal dari *leaching* LTJ difokuskan pada logam lantanum dan non-LTJ (Ni, Ti, dan Fe) hasil *treatment alkaline fusion*, dengan melakukan eksperimen memvariasikan suhu, konsentrasi asam, rasio S/L dan waktu. Diharapkan dengan penentuan kondisi optimum ini dapat memberikan masukan kepada industri untuk menjalankan secara optimal pengolahan tailing zirkon pada masa mendatang.

Metode Penelitian

Bahan yang digunakan dalam penelitian ini adalah

1. Tailing penambangan pasir zirkon diperoleh dari PT Monokem Surya
2. NaOH teknis
3. HCl teknis
4. Aquades
5. Standar LTJ

Peralatan yang digunakan dalam penelitian ini antara lain

1. Timbangan analitik, peralatan gelas, krus porselen, *magnetic stirrer* dengan pemanas, ayakan, terdapat di Laboratorium Bidang Teknologi Proses, Pusat Sains dan Teknologi Akselerator-BATAN, Yogyakarta
2. *Furnace*, terdapat di Laboratorium Bidang Teknologi Proses, Pusat Sains dan Teknologi Akselerator-BATAN, Yogyakarta
3. XRF Rigaku NEX QC, terdapat di Sekolah Tinggi Teknologi Nuklir-BATAN, Yogyakarta

Penelitian ini terbagi menjadi beberapa tahapan, yaitu tahapan pertama karakterisasi material, tahap kedua proses *alkaline fusion*, tahap ketiga proses *leaching* logam tanah jarang. Berikut adalah deskripsi proses yang dilakukan yaitu :

1. Karakterisasi dan penyiapan umpan pasir zirkon
Pada tahapan ini pasir zirkon diayak menggunakan pengayak. Sebanyak 1 kilogram pasir zirkon dimasukkan ke *sieve* paling atas dan diayak selama 30 menit. Selanjutnya tailing zirkon di setiap *sieve* dinalisa menggunakan XRF.
2. Fusi alkali pasir zirkon
Pasir zirkon hasil ayakan ukuran -120 mesh disiapkan ke dalam cawan porselin, kemudian ditambahkan NaOH sebanyak 1 kali berat pasir (perbandingan=1:1). Campuran pasir zirkon dan NaOH dilebur di dalam *furnace* dengan suhu dijaga tetap 450°C selama 3 jam.
3. *Leaching*
 - 3.1 Variasi konsentrasi
Pada variasi konsentrasi perbandingan S/L yang dipakai adalah 5 gram/50 mL HCl, kemudian kecepatan pengadukan 150 rpm, suhu 40°C, dan waktu 1 jam. Rentang konsentrasi pelarut yang dipakai adalah 0,125M, 0,25M, 0,5M, 1M, dan 2M.

3.2 Variasi suhu

Pada variasi suhu perbandingan S/L yang dipakai adalah 5 gram/50 mL HCl, kemudian kecepatan pengadukan 150 rpm, konsentrasi HCl 2M dan waktu 1 jam. rentang suhu proses yang dipakai adalah 30°C, 40°C, 60°C, 80°C, 100°C, dan 110°C.

3.3 Variasi rasio S/L

Pada variasi perbandingan S/L konsentrasi HCl yang dipakai adalah 2M HCl, kemudian kecepatan pengadukan 150 rpm, suhu 80°C dan waktu 1jam. rentang perbandingan S/L yang dipakai adalah 5 gram/100 mL, 10 gram/100mL, 15 gram/100mL, 20 gram/100mL dan 25 gram/100mL.

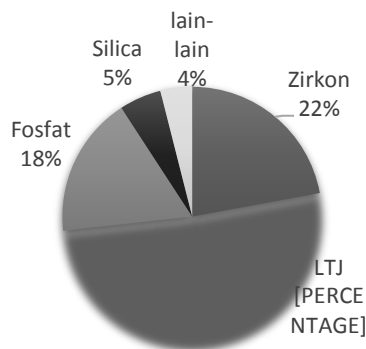
3.4 Variasi waktu

Pada variasi waktu *leaching*, konsentrasi yang dipakai adalah 2M HCl, kemudian kecepatan pengadukan 150 rpm, suhu 80°C dan rentang perbandingan S/L yang dipakai adalah 5 gram/50mL. rentang waktu yang dipakai adalah 5 menit, 10 menit, 20 menit, 40 menit, 60 menit dan 120 menit.

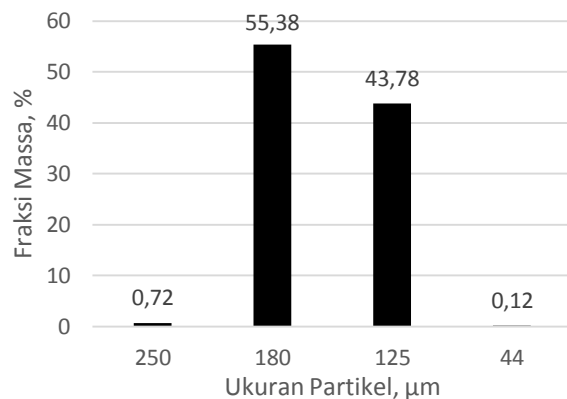
Hasil dan Pembahasan

1. Karakterisasi tailing zirkon

Tailing pasir zirkon diayak untuk mendapatkan distribusi partikelnya. Dari hasil pengayakan kemudian tailing zirkon di setiap mesh dianalisa menggunakan XRF. Distribusi partikel cukup seragam yaitu berada pada rentang -80+325 mesh. Hasil analisa XRF menunjukkan LTJ total mencapai 51% pada rentang ukuran -120+325 mesh. Hal ini menandakan tailing zirkon merupakan sumber potensial LTJ di Indonesia.



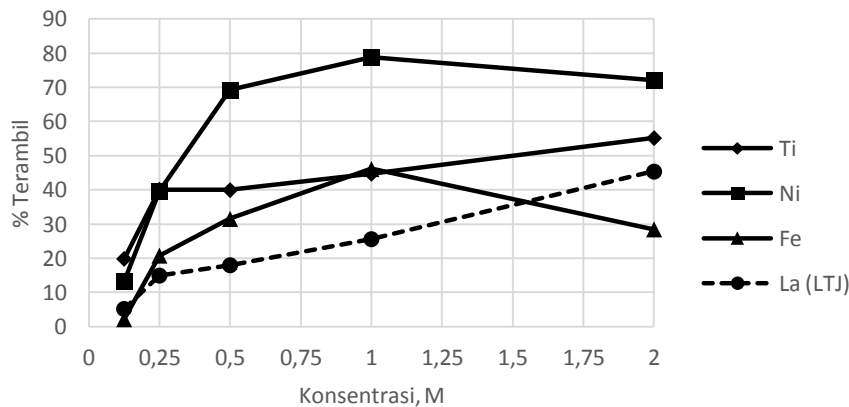
Gambar 1. Sebaran LTJ pada sampel



Gambar 2. Distribusi partikel tailing zirkon

2. Pengaruh konsentrasi HCl terhadap *recovery*

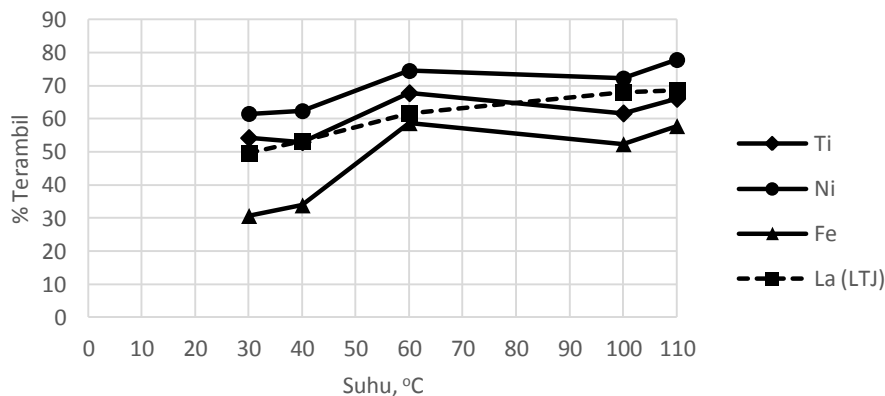
Leaching dengan variasi asam klorida dilakukan pada suhu 80°C, ukuran butir -325 mesh, S/L= 5 gr/50 mL, kecepatan pengadukan 150 rpm dan waktu 1 jam. Hasil analisis residu *leaching* yang tersaji pada berbagai konsentrasi asam klorida tersaji pada Gambar 3 menunjukkan bahwa persen *leaching* LTJ (lantanum) meningkat signifikan dengan kenaikan konsentrasi asam klorida 0,125M-0,25M hal ini berlaku juga pada *recovery* titanium. *Recovery* lantanum tertinggi terjadi pada konsentrasi HCl 2M, sedangkan *recovery* Ni dan Fe tertinggi pada konsentrasi 1M kemudian menurun saat konsentrasi mencapai 2M. Hal ini menunjukkan tingkat kelarutan Fe dan Ni lebih tinggi dibandingkan dengan lantanum dan Ti. *Recovery* logam non-LTJ meningkat sangat drastis pada konsentrasi asam 0M sampai 1M dibandingkan dengan lantanum, tren ini merupakan akibat dari perbedaan kelarutan logam non-LTJ pada konsentrasi asam yang rendah. Lantanum baru menunjukkan kenaikan *recovery* signifikan di atas konsentrasi 1M. Peningkatan konsentrasi HCl sampai 2M menyebabkan *recovery* lantanum menjadi lebih tinggi dibandingkan dengan yaitu 45,41% (32529 ppm) sedangkan Fe 28% (889,8 ppm).



Gambar 3. Pengaruh konsentrasi terhadap *recovery*

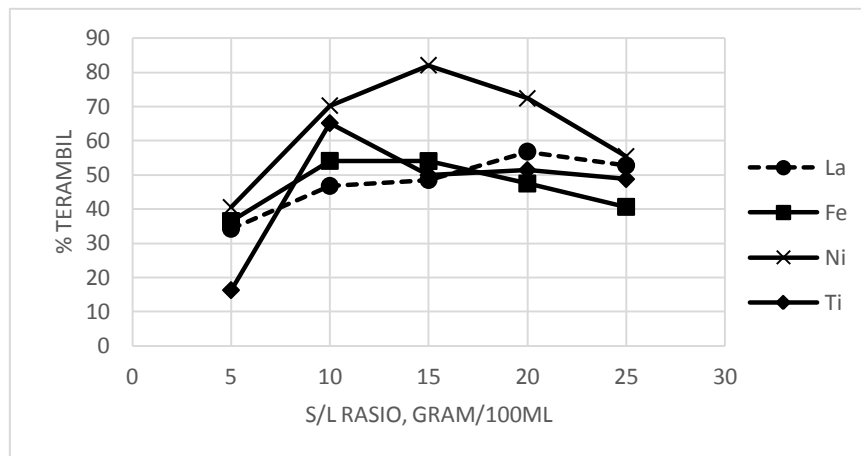
3. Pengaruh suhu terhadap *recovery*

Leaching variasi suhu dilakukan pada konsentrasi asam klorida 2 M, ukuran butir -325 mesh, S/L = 5 gram/ 50 mL, waktu 1 jam dan kecepatan pengadukan 150 rpm. Pada Gambar 4 terlihat bahwa *recovery* lantanum paling optimal terdapat pada 100°C, kenaikan signifikan terjadi pada rentang 30°C-60°C. Sedangkan untuk Ti mengalami penurunan *recovery* pada perubahan suhu 30°C ke 40°C yaitu dari 54,2% (1431 ppm) menjadi 52,95% (1398 ppm). Kenaikan *recovery* signifikan dari logam non-LTJ terjadi pada rentang suhu 50-60°C dan kemudian pada suhu di atasnya tren kenaikan *recovery* tidak begitu mencolok. Pada kondisi optimal *recovery* lantanum mencapai 68,49% (49066 ppm). Pada suhu optimal ini, persen *recovery* lantanum melebihi logam non-LTJ kecuali logam nikel. Pada rentang suhu 100-110°C terjadi kenaikan *recovery* signifikan pada logam non-LTJ, hal ini menunjukkan kondisi leaching dengan suhu tinggi akan mengakibatkan logam non-LTJ akan semakin banyak terikat pada filtrat leaching. Kenaikan *recovery* yang signifikan terjadi karena reaksi terjadi secara spontan seperti yang dilaporkan oleh Trinopiawan dkk(2016).



Gambar 4. Pengaruh suhu terhadap *recovery*

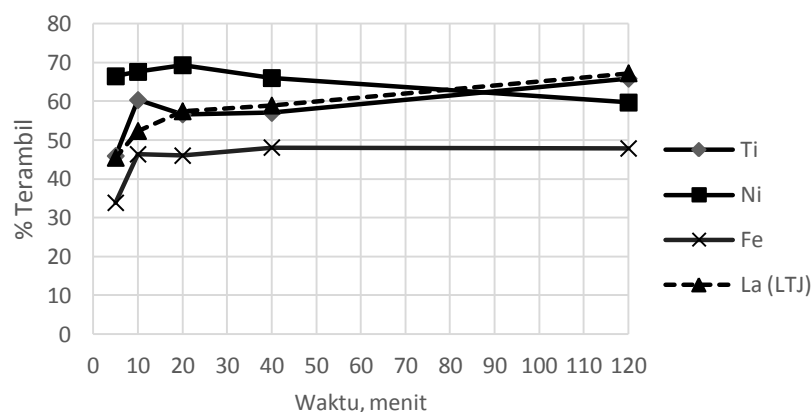
4. Pengaruh rasio S/L terhadap *recover leaching* variasi rasio S/L dilakukan pada konsentrasi asam klorida 2 M, ukuran butir -325 mesh, suhu 80°C, waktu 1 jam dan kecepatan pengadukan 150 rpm. Hasil analisis pada Gambar 5. menunjukkan lantanum dan titanium mencapai *recovery* optimal pada rasio S/L = 20 gram/ 100 mL, sedangkan logam Ti dan Fe mencapai *recovery* optimal pada rasio S/L = 10 gram / 100 mL dan Ni mencapai *recovery* optimum pada rasio 15 / 100 mL. Setelah mencapai kondisi optimal untuk masing-masing logam, *recovery* menurun karena sudah mencapai titik jenuh. Namun, ada perbedaan tren yang terjadi pada logam Ti. Pada perubahan rasio dari 5 gram/ 100 mL menuju ke 10 gram/ 100 mL terjadi kenaikan drastis *recovery* dimana pada kondisi yang sama logam La, Fe dan Ni tidak mengalami tren yang terlalu signifikan. Pada rasio 10 gram / 100 mL *recovery* Ti sebesar 65,16% (1720,2 ppm). Logam La mengalami tren kenaikan drastis pada rasio 20 gram/ 100 mL kemudian menurun seiring dengan penambahan rasio S/L. Hal ini menunjukkan selektivitas pada rasio 20 gram/ 100 mL dimana LTJ dapat diekstraksi dengan sedikit pengotor dari logam non-LTJ sehingga menghasilkan filtrat LTJ yang lebih tinggi untuk proses selanjutnya.



Gambar 5. Pengaruh rasio S/L terhadap *recovery*

5. Pengaruh waktu terhadap *recovery*

Leaching variasi waktu dilakukan pada konsentrasi asam klorida 2 M, ukuran butir -325 mesh, suhu 80°C, rasio S/L = 5 gram / 50 mL dan kecepatan pengadukan 150 rpm. Kenaikan signifikan terlihat pada Gambar 6 rentang waktu 0 sampai 20 menit untuk semua logam. Setelah mencapai 40 menit, kenaikan *recovery* tidak terlalu signifikan. Hal ini menunjukkan LTJ memiliki nilai keelektronegatifan yang tinggi sehingga mudah larut dalam asam. *Recovery* tertinggi ditunjukkan oleh logam Ni pada durasi 20 menit yaitu 69,29% (3035 ppm), sedangkan La mencapai *recovery* 57,43% (41135 ppm) pada durasi yang sama. *Recovery* La menunjukkan tren naik walaupun tidak signifikan terhadap penambahan durasi leaching, hal serupa yang terjadi pada *recovery* Ti. Maka dari eksperimen ini diketahui selektivitas leaching LTJ lebih baik dilakukan pada durasi waktu 30 menit dengan konsekuensi masih banyak logam Ti dan Ni yang terlarut, sedangkan Fe hanya mencapai *recovery* dibawah 50%.



Gambar 6. Pengaruh waktu terhadap *recovery*

Kesimpulan

Kandungan logam tanah jarang yang terdapat pada tailing pasir zirkon dapat menjadi sumber daya mineral baru dilihat dari jumlah dan konsentrasinya. Separasi fisik harus dilakukan mengingat masih tingginya kandungan logam non-LTJ pada produk *leaching*. Dengan begitu, proses *leaching* akan lebih efisien.

Eksperimen *leaching* dapat dilakukan pada kondisi optimum yaitu pada :

- Suhu = 60°C
- Konsentrasi HCl = 2M
- Rasio S/L = 20 gram/100 mL
- Durasi *leaching* = 30 menit

Pada kondisi optimum logam lantanum (LTJ) dapat terambil sebanyak 70% (49080 ppm). Sedangkan logam non-LTJ seperti Fe, Ni dan Ti dapat terambil sebanyak 58% (1804), 80% (3456 ppm) dan 68% (1879 ppm).



Daftar Pustaka

- Humphries M. Rare Earth Elements: The Global Supply Chain. In: *Congressional Research Service*. Vol 7. Washington; 2013.
- Liao C, Li Z, Zeng Y, Chen J, Zhong L, Wang L. Selective extraction and recovery of rare earth metals from waste fluorescent powder using alkaline roasting-leaching process. *J Rare Earths*. 2017;35(10):1008–1013. doi:10.1016/S1002-0721(17)61006-8.
- Poernomo H, Biyantoro D, Purwani M. Kajian Konsep Teknologi Pengolahan Pasir Zirkon Yang Mengandung Monasit, Senotim dan Ilemenit. *Eksplorium*. 2016;37(2):73–88.
- Sadri F, Nazari AM, and Ghahreman A. A review on the cracking, baking and leaching processes of rare earth element concentrates. *J Rare Earths*. 2017;35(8):739–752. doi:10.1016/S1002-0721(17)60971-2.
- Shuai G, Zhao L, Wang L, Long Z, Cui D. Aqueous stability of rare earth and thorium elements during hydrochloric acid leaching of roasted bastnaesite. *J Rare Earths*. 2017;35(12):1255–1260. doi:10.1016/j.jre.2017.06.007.
- Suprpto SJ. Potensi, prospek dan pengusahaan timah putih di indonesia. *Kelompok Progr Penelit Konserv – Pus Sumber Daya Geol*. 2008.
- Trinopiawan K, Mubarak MZ, Mellawati J, Ani BY. Pelindian Logam Tanah Jarang dari Terak Timah dengan Asam Klorida Setelah Proses Fusi Alkali. *Eksplorium*. 2016;37(1):41–50.



Lembar Tanya Jawab

Moderator : Soeprijanto (Teknik Kimia, Institut Teknologi Sepuluh Nopember)
Notulen : Heni Anggorowati

1. Penanya : Yusuf Rizky Rahmantria (Teknik Kimia UPNVY)
Pertanyaan : Apakah logam tanah jarang (LTJ) yang dihasilkan dari penelitian ini sudah sesuai dengan standar yang ada?
Jawaban : LTJ yang dihasilkan dari penelitian ini masih berwujud cairan sehingga masih ada beberapa tahap selanjutnya untuk didapatkan LTJ murni. Pada umumnya pengolahan LTJ setelah proses leaching kemudian diendapkan kembali dengan oksalat lalu endapan tersebut dikalsinasi untuk mendapatkan LTJ murni.
2. Penanya : Aditya Yudiantoko (Teknik Kimia UPNVY)
Pertanyaan : Kenapa dipilih NaOH sebagai fusi alkali di dalam penelitian ini?
Jawaban : Karena basa sangat reaktif jika digunakan untuk mendekomposisi fosfat. Tujuan utama menggunakan NaOH untuk proses fusi alkali adalah karena kemampuan NaOH yang dapat memotong ikatan antara fosfat dengan LTJ sehingga diharapkan Na akan berikatan dengan fosfat menjadi Natrium Fosfat sedangkan LTJ akan berikatan dengan hidroksida nya.
3. Penanya : Maulana Raka Saputra (Teknik Kimia UPNVY)
Pertanyaan : Mengapa dalam penelitian ini digunakan HCl pada proses leaching? Bagaimana cara mendapatkan LTJ yang maksimal?
Jawaban : Dalam penelitian ini digunakan HCl karena kemampuan HCl dalam mengekstraksi, yang menurut beberapa literatur lebih bagus dibandingkan dengan asam lainnya seperti Asam Nitrat atau Asam Sulfat yang biasa digunakan untuk proses leaching LTJ. Untuk mendapatkan LTJ yang optimal maka dilakukan 4 variasi kondisi yaitu suhu, konsentrasi HCl, rasio S/L dan waktu *leaching*.
4. Penanya : Furqon Tri Kurniawan (Teknik Perminyakan FTM, UPNVY)
Pertanyaan : Kenapa terjadi ketidakkonsistenan dalam hasil penelitian dimana diatas suhu 60 °C logam Ni, Ti dan Fe persen *recovery* nya menurun kemudian naik di atas suhu 100 °C sedangkan untuk LTJ persen *recovery* terus naik bahkan sampai suhu 100 °C ?
Jawaban : Kami belum bisa memastikan penyebab ketidakkonsistenan ini tetapi kemungkinan disebabkan karena logam lain seperti Ni, Ti, Fe sudah terlarut semua sedangkan untuk LTJ karena jumlahnya banyak jadi persen *recovery* masih terus naik pada suhu sampai 100 °C