

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН  
КАЗАХСКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ  
УНИВЕРСИТЕТ ИМЕНИ К. И. САТПАЕВА

ИНСТИТУТ МЕТАЛЛУРГИИ И ОБОГАЩЕНИЯ

## МАТЕРИАЛЫ

Международной научно-практической конференции  
ЭФФЕКТИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ЦВЕТНЫХ,  
РЕДКИХ И БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ



Алматы 2018 Almaty

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН  
КАЗАХСКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ  
УНИВЕРСИТЕТ ИМЕНИ К. И. САТПАЕВА  
ИНСТИТУТ МЕТАЛЛУРГИИ И ОБОГАЩЕНИЯ**

**Металлургия ғылымы мен өнеркәсібінің мәселелеріне және белгілі  
ғалым металлург, ҚР ҰҒА корреспондент мүшесі,  
Қазақстан Республикасы Мемлекеттік сыйлығының иегері  
Болат Балтақайұлы Бейсембаевті еске алуға арналған  
«Түсті, сирек және асыл металдарды өндірудің тиімді технологиялары»  
атты Халықаралық ғылыми-практикалық конференцияның**

**МАТЕРИАЛДАРЫ**

**МАТЕРИАЛЫ**

**Международной научно-практической конференции  
«Эффективные технологии производства цветных, редких и  
благородных металлов», посвященной проблемам металлургической  
науки и промышленности и памяти известного ученого-металлурга,  
члена-корреспондента Академии наук РК,  
лауреата Государственной премии Республики Казахстан  
Булата Балтакаевича Бейсембаева**

**PROCEEDINGS**

**of International scientific and practical conference  
“The Effective Technologies of Non-Ferrous,  
Rare and Precious Metals Manufacturing” devoted to the metallurgy  
science and industry concerns and in memory of well-known scientist  
of metallurgy, Associate Member of the National Academy  
of Sciences of Kazakhstan, the honoree of the State Prize of the  
Republic of Kazakhstan Bulat Baltakayevich Beisembayev**

**Алматы 2018**

**УДК 669**  
**ББК 34.3**  
**Э94**

**Ответственный редактор:** д.т.н., проф. Кенжалиев Б.К.

**Жауапты редактор:** т.ғ.д., проф. Кенжалиев Б.К.

**Редакционный совет:** д.т.н., проф. Кенжалиев Б.К., д.т.н., проф. Загородняя А.Н., д.т.н. Квятковский С.А., к.т.н. Кульдеев Е.И., к.х.н. Темирова С.С., PhD Касымова Г.К.

**Редакциялық алқа:** т.ғ.д., проф. Кенжалиев Б.К., т.ғ.д., проф. Загородняя А.Н., т.ғ.д. Квятковский С.А., т.ғ.к. Көлдеев Е.И., х.ғ.к. Темирова С.С., PhD Касымова Г.К.

**«Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов»:** Материалы Межд. научно-практ. конф. / Сост.: к.х.н. Темирова С.С., к.т.н. Кульдеев Е.И., Садыкова Т.С. – Алматы, 2018. – 440 с.

**«Түсті, сирек және асыл металдарды өндірудің тиімді технологиялары»:** Халықар. ғыл. практ. конф. материалдары / Құраст.: х.ғ.к. Темирова С.С., т.ғ.к. Көлдеев Е.И., Садыкова Т.С. – Алматы, 2018. – 440 б.

**ISBN 978-601-323-132-7**

В Материалах конференции «Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов» представлены результаты фундаментальных и прикладных исследований в области металлургии цветных, редких и благородных металлов, обогащения минерального и техногенного сырья, получения высокочистых металлов и перспективных материалов, а также разработки новых и усовершенствования существующих технологических схем, процессов и аппаратов.

Материалы конференции предназначены для ученых и специалистов, работающих в области переработки минерального сырья и материаловедения.

«Түсті, сирек және асыл металдарды өндірудің тиімді технологиялары» атты конференцияның материалдарында түсті, сирек және асыл металдар металлургиясы, минералдық және техногенді шикізаттарды байыту, тазалығы жоғары металдар мен келешегі зор материалдарды алу, сонымен қатар жаңа технологиялық схемаларды, үрдістерді және аппараттарды жасап шығару және олардың бұрыннан келе жатқан түрлерін жетілдіру салаларындағы іргелі және қолданбалы зерттеулердің нәтижелері келтірілген.

Конференция материалдары материалтану және минералды шикізаттарды өңдеу саласында жұмыс жасайтын ғалымдар мен мамандарға арналған.

**УДК 669**  
**ББК 34.3**

**ISBN 978-601-323-132-7**

© АО «ИМиО», 2018

# РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ОБЕДНЕНИЯ ОТВАЛЬНОГО ШЛАКА БАЛХАШСКОГО МЕДЕПЛАВИЛЬНОГО ЗАВОДА В ПЕЧИ ВАНЮКОВА

<https://doi.org/10.31643/2018-7.18>

\*Квятковский С.А.<sup>1,2</sup>, Кожахметов С.М.<sup>1</sup>, Соколовская Л.В.<sup>1</sup>, Семенова А.С.<sup>1</sup>  
ORCID: 0000-0002-9686-8642 0000-0002-6955-4381 0000-0002-8955-2594 0000-0003-4054-8268

<sup>1</sup>АО «Институт металлургии и обогащения», г. Алматы, Казахстан,  
\*kvyatkovskiy55@mail.ru;

<sup>2</sup>НАО «Казахский национальный исследовательский технический университет  
имени К.И. Сатпаева», г. Алматы, Казахстан

**Аннотация.** *Существующие технологии обеднения шлаков автогенных плавок свидетельствуют о возможности совершенствования плавки на штейн и получения отвальных шлаков, а также использование отдельных промышленных установок по обеднению шлаков. Основные факторы влияния на оптимальную работу печи это состав шихты, температурный режим разделения штейна и шлака, оптимизация работы шлакового сифона и электромиксера. Установлено, что шихта должна содержать не менее 30 % серы, не более 5 % цинка, иметь влажность не более 6,5 %; шлак должен содержать 30-31 % диоксида кремния, не более 8 % магнетита и иметь температуру на выходе из электромиксера не менее 1300 °С, для обеспечения которой предложен ряд усовершенствований работы шлакового сифона и электромиксера.*

Изменение состава сырьевой базы, увеличение содержания вредных компонентов, нарушение технологических требований неизбежно связано с вопросом обеднения шлаков автогенных плавок на штейн.

Автогенная плавка ПВ медных концентратов на БМЗ, обладая рядом таких преимуществ как высокая удельная производительность, применение дутья с высоким содержанием кислорода, переработка сырья любого гранулометрического состава, имеет недостатки, один из которых – сложность получения отвальных шлаков с низким содержанием меди. Эта ситуация особенно обострилась в связи с ухудшением состава сырьевой базы. В производство поступают концентраты низкого сорта, бедные по меди, содержание которой в шихте изменяется от 14 до 18 %, при этом возрастает содержание в шихте железа, цинка, свинца, магнетита что нарушает технологический режим, процесс разделения штейна и шлака протекает неудовлетворительно, потери меди со шлаками возрастают, что требует их обеднения. Задача снижения потерь меди со шлаками является одной из ключевых для БМЗ ТОО «Kazakhmys Smelting», что отражено в Соглашении между ТОО «Kazakhmys Smelting» и АО «Институт металлургии и обогащения» (АО «ИМиО»).

Технология обеднения шлаков автогенной плавки медных концентратов предполагает рассмотрение вопросов совершенствования работы действующих печей, а также включение в производственную цепочку обеднительных агрегатов. Дополнительным фактором, требующим совершенствования технологии, является ухудшение качества медного сырья, которое в значительной степени влияет на процесс обеднения шлаков [1-3].

Сравнительный анализ технологических показателей автогенных процессов свидетельствует о том, что шлаки нуждаются в проведении ряда мероприятий по их обеднению. Например, в процессе Норанда содержание меди в шлаках может достигать 15 %, КФП – 1,2 %, КВП – 1-1,5 %, Ausmelt – 0,8-1,0 %, Мицубиси – 0,5 %, ПВ – 0,5-0,6%. Наилучшие показатели по отвальным шлакам возможны в процессах Мицубиси и ПВ, однако, значительное ухудшение состава концентратов в последнее время ведет к нарушению технологии и получению богатых по меди шлаков [4-6].

Технологии обеднения шлаков имеют два основных направления: совершенствование самой плавки на штейн с получением отвальных шлаков и использование отдельных агрегатов, позволяющих провести обеднение шлаков (например, электропечное отделение с несколькими агрегатами большой мощности). Целесообразным, перспективным и экономически выгодным является первый вариант. Совершенствование процесса плавки на штейн и конструкции печи позволит добиться наиболее существенных результатов по обеднению шлаков [7-9].

Проведение автогенных плавов медного сырья тесно связано с решением вопросов обеднения шлаков, которое предполагает осуществление следующих условий: получение минимального количества шлака с низким содержанием меди, при этом максимальными должны быть текучесть, поверхностное натяжение шлака, минимальная плотность шлака, оптимальное содержание диоксида кремния, оптимальные температурные условия для разделения штейна и шлака [10-12].

Исключительное значение для автогенных плавов имеет температурный режим, поддержание теплового баланса за счет окисления сульфидов железа, контроля влаги и оксида кремния в концентратах. В определенной ситуации для сохранения теплового баланса печи возможно, а иногда и необходимо, использование дополнительного топлива, например, природного газа, мазута или угля [13,14].

Анализ влияния различных факторов на процесс ПВ показал, что все они имеют решающее значение для эффективного протекания процесса плавки, главными из которых являются показатели по составу отвальных шлаков, определяющие технико-экономические характеристики всей технологии [15-17].

Обеднение шлаков при использовании отдельной от плавки технологии возможно при пирометаллургических операциях. Наиболее перспективны восстановительные способы с использованием электротермических печей с различными приемами подачи восстановителя. В качестве восстановителя применяют твердые (кокс, уголь) и газообразные (угольно-воздушная смесь, природный и генераторный газ) вещества [18].

Методы обеднения шлаков медного производства с использованием сульфидных реагентов почти не применяются вследствие загрязнения окружающей среды диоксидом серы и с целью сокращения количества отвальных шлаков. Экологически чистыми способами являются гидрометаллургические [19-22], в частности, наиболее распространенным и промышленно внедренным является флотационный. Этот метод предполагает наличие необходимых мощностей по флотации на обогатительной фабрике. Недостатком такой технологии является относительно низкое извлечение меди в концентрат и низкое качество самих этих концентратов.

Все предлагаемые решения обеднения шлаков, для осуществления которых необходимы промышленные установки действующих агрегатов, занимающих обширные территории, потребляющие значительные материальные и энергетические ресурсы экономически и экологически не выгодны. Наиболее перспективным представляется вариант обеднения медных шлаков в одном агрегате ПВ, так как путем усовершенствования самого процесса, изменением конструкции агрегата возможно добиться технологически завершеного производства штейна и отвального шлака с низким содержанием меди.

Очевидно, что использование в шихте концентратов с низким содержанием меди приведет к увеличенным потерям меди со шлаками и, как следствие, к снижению извлечения меди в штейн при плавке (таблица 1). В таблице 1 представлены данные для представления существующих колебаний в содержании основных компонентов в шихте и шлаке. Анализ зависимости влияния содержания меди и железа в шихте печей ПВ-1 и ПВ-2 на содержание их в отвальных шлаках выполнен для некоторых плавов при изменении содержания меди в шихте от 14,21 до 18,06 % для печи ПВ-1 и от 14,57 до 18,10 % для печи ПВ-2.

Таблица 1 – Содержание меди и железа в шихте и шлаке печей ПВ

Материал	Метод анализа	Содержание, мас. %	
		Cu	Fe
Печь ПВ-1			
Шихта	х/а	14,21-18,06	-
	РСА	14,20-16,22	25,90-28,10
Шлак	х/а	0,83-1,26	-
	РСА	0,86-0,91	-
Печь ПВ-2			
Шихта	х/а	14,57-18,10	-
	РСА	14,19-16,63	25,58-27,60
Шлак	х/а	0,88-1,32	-
	РСА	0,88-1,50	-

Повышенное содержание магнетита в отвальных шлаках резко ухудшает физико-химические свойства шлаков, условия для разделения шлака и штейна, а также тепловой баланс печи. В связи с увеличением в шихте печей ПВ долей концентратов, полученных из конвертерных и отвальных шлаков, содержащих магнетит, его содержание в шлаках возрастает. Флотационное обогащение конвертерных шлаков не позволяет избавиться от магнетита, содержание которого в концентрате составляет ~12 % и более, что резко ухудшает показатели плавки. Пониженное содержание диоксида кремния в шлаке также способствует образованию дополнительного количества магнетита при интенсивном окислении шихты при автогенной плавке.

Условия разделения шлака и штейна в значительной степени связаны с содержанием цинка в шлаке. Критическим для шлаков считается содержание цинка 5%, превышение этого показателя приводит к усилению насталеобразования в хвостовой части печей ПВ и шлаковом сифоне, что способствует повышению содержания меди в шлаках. В настоящее время содержание цинка находится на критическом уровне.

Исследования содержания влаги в шихте на состав отходящих газов показали, что содержащаяся в шихте вода полностью переходит в газовую фазу в виде пара, который перегревается до температуры отходящих газов и разбавляет технологические газы. В расчетах использованы данные: производительность – 100 т влажной шихты в час, содержание меди в шихте 16 %, в штейне – 47 %, расход технического кислорода 19000 нм<sup>3</sup>/ч, содержание кислорода в дутье – 90 %, содержание влаги в шихте менялось от 5 до 10 %. Все параметры плавки при различной влажности не менялись, кроме показателей теплового баланса печи из-за необходимости испарения и перегрева различного количества влаги и состав отходящих газов. Результаты расчетов приведены в таблице 2. Влияние содержания воды в шихте на температурные показатели и изменения в тепловом балансе процесса плавки в аналогичных условиях даны в таблице 3.

Таблица 2 – Влияние влажности шихты на состав отходящих газов ПВ

Содержание H <sub>2</sub> O в шихте, %	Содержание H <sub>2</sub> O в газах ПВ, %	Содержание SO <sub>2</sub> в газах ПВ, %	Объем газов, тыс. нм <sup>3</sup> /ч
5	20,7	49,0	29,0
6	23,8	46,0	31,1
7	26,8	44,2	32,4
8	29,5	43,4	33,5
9	32,0	41,4	34,7
10	34,4	39,9	36,0

Таблица 3 – Влияние влаги шихты на температурные показатели плавки

Содержание H <sub>2</sub> O в шихте, %	Температура плавки, °С	Тепло на испарение влаги, тыс. кДж	Доля расхода в тепловом балансе, %
6	1305	12997,53	5,3
7	1292	15128,20	6,1
8	1280	17267,25	6,9
9	1268	19418,85	7,8
10	1256	21574,64	8,7

Выполненные расчеты свидетельствуют о необходимости удаления влаги из концентрата, что возможно при организации сушки концентратов перед плавкой ПВ для снижения напряженности в тепловом балансе. Рассчитано, что для испарения 1 т воды и перегрева пара до температуры отходящих газов необходимо затратить 2164,16 тыс. кДж. При производительности печи ПВ 100 т/ч по шихте каждый дополнительный процент влаги в концентрате потребует затрат тепла на испарение и перегрев пара до температуры отходящих газов также 2164,16 тыс. кДж. На расплавление 1 т шихты и нагрева продуктов плавки до температуры 1250 °С необходимо затратить около 2427,88 тыс. кДж. Таким образом, каждый дополнительный процент влаги в шихте снижает проплав на 0,89 т шихты в час, при этом при содержании меди в шихте 16 % не додается 142 кг меди в час, 3,4 т в сутки и 102 т в месяц, около 1200 т меди в год. Следует также учитывать, что каждый лишний процент влаги в шихте ухудшает тепловой баланс печи. Оптимальным следует считать содержание в шихте влаги 6 %. При этом обеспечивается тепловой баланс плавки и пылевынос из печи не превышает 1,5 %.

Кроме этих факторов, позволяющих решить проблему обеднения шлаков ПВ, на особом месте находится вопрос разделения штейна и шлака в сифоне и электромиксере. Предварительными исследованиями установлено, что в шлаковом сифоне температура расплава на выходе из печи составляет 1270-1280 °С, тогда как она должна быть не менее 1300 °С.

Предложен вариант с использованием трех графитовых электродов диаметром 300 мм и трансформатора, аналогичного используемому для шлакового миксера. Использование электрообогрева шлакового сифона позволит при достижении температуры расплава в шлаковом сифоне не менее 1300 °С обеспечить достаточно полное разделение шлака и штейна. Электроды в сифоне будут работать при постоянном уровне шлакового расплава при равномерном потоке шлака через шлаковый сифон, что обеспечит оптимальные условия для дополнительного подогрева шлака и наиболее полного отделения штейновой фазы от шлака и предотвращения настыеобразования в сифоне.

Дополнительный подогрев шлака в шлаковом сифоне позволит уменьшить расход электроэнергии в шлаковом миксере для поддержания температуры расплава в нем не менее 1300 °С. Использование несгораемых электродов позволит сохранить существующую ширину шлакового сифона.

Были проведены исследования возможности обеспечения дополнительного нагрева шлака в электромиксере с оценкой тепловых потерь миксера через кладку, с газами, с охлаждающей водой, которые составляют примерно 1 МВт.

Определено, что тепловая энергия, необходимая для перегрева шлака на 80 °С, составляет 5020800 кДж/ч, что соответствует мощности 1,395 МВт. С учетом потерь через стены необходимые затраты составят около 2,4 МВт. Принимая к.п.д. = 60 %, необходимые расходы электроэнергии составят около 4,0 МВт. Расход электроэнергии для обеспечения перегрева шлака на 80 °С составляет около 80 кВт·ч/т шлака.

Разработанная технология обеднения шлаков ПВ по предлагаемым путям усовершенствования работы автогенных печей позволит получить шлаки с содержанием меди 0,5-0,8 %, что увеличит объем выпускаемой меди.

## ЛИТЕРАТУРА

- 1 Алтушкин И.А., Король Ю.А., Голов А.Н. Инновации в металлургии меди на примере реализации проекта реконструкции ЗАО «Карабашмедь». Часть I. Выбор основного плавильного агрегата // Цветные металлы. – 2012. – № 8. – С. 25-34.
- 2 Guo Z., Pan J., Zhu D., Zhang F. Innovative methodology for comprehensive and harmless utilization of waste copper slag via selective reduction-magnetic separation process // Journal of Cleaner Production. – 2018. – V. 187. – P. 910-922. <http://doi.org/10.1016/j.jclepro.2018.03.264>.
- 3 Sarfo P., Wyss G., Ma G., Das A., Young C. Carbothermal reduction of copper smelter slag for recycling into pig iron and glass // Minerals Engineering. – 2017. – V. 107. – P. 8-19. <http://doi.org/10.1016/j.mineng.2017.02.006>.
- 4 Рябко А.Г., Цемехман Л.Ш. Развитие автогенных процессов в металлургии меди и никеля // Цветные металлы. – 2003. – № 7. – С. 58-63.
- 5 Кожухметов С.М., Квятковский С.А., Оспанов Е.А., Бекенов М.С., Камирдинов Г.Ш. Перспективы освоения бесфлюсовой автогенной плавки смеси высококремнеземистых и железистых медных концентратов на Балхашском медеплавильном заводе // Цветные металлы. – 2010. – № 4. – С. 63-65
- 6 Комков А.А., Быстров В.П., Рогачев М.Б. Распределение примесей при плавке медного сульфидного сырья в печи Ванюкова // Цветные металлы. – 2006. – № 5. – С. 17-25.
- 7 Тарасов А.В., Зайцев В.И. Извлечение ценных составляющих из шлаков медного производства // Цветная металлургия. – 2011. – № 7-8. – С. 60-67.
- 8 Нус Г.С. Обеднительная шлаковая электропечь – технологическое долголетие // Электрометаллургия. – 2009. – № 7. – С. 33-36.
- 9 Бекенов М.С., Соколовская Л.В., Квятковская М.Н., Семенова А.С. Переработка сульфидных концентратов в печи Ванюкова с обеднением шлаков по меди // Комплексное использование минерального сырья. – 2010. – № 5. – С. 14-20.
- 10 Bellemans I., De Wilde E., Moelans N., Verbeken K. Metal losses in pyrometallurgical operations – A review // Advances in Colloid and Interface Science. – 2018. – V. 255. – P. 47-63. <http://doi.org/10.1016/j.cis.2017.08.001>.
- 11 Li Y., Chen Y., Tang C., Yang S., He J., Tang M. Co-treatment of waste smelting slags and gypsum wastes via reductive-sulfurizing smelting for valuable metals recovery // Journal of Hazardous Materials. – 2017. – V. 322. – P. 402-412. <http://doi.org/10.1016/j.jhazmat.2016.10.028>.
- 12 Konig R., Degel R., Oterdoom H. Highly efficient slag cleaning – latest results from pilot-scale operation // Proceedings of Copper 2013. – 2013. – V. III. – P. 185-198.
- 13 Комков А.А., Быстров В.П., Рогачев М.Б. Распределение примесей при плавке медного сульфидного сырья в печи Ванюкова // Цветные металлы. – 2006. – № 5. – С. 17-25.
- 14 Пат. 2441081 РФ. Способ пирометаллургической переработки медьсодержащих материалов / Шашмулин Н.И., Посохов Ю.М., Загайнов В.С., Стуков М.И., Косогоров С.А., Мамаев М.В.; опубл. 27.01.2012. Бюл. № 1.
- 15 Кадыров Э.Д. Комплексная автоматизированная система управления пирометаллургическим производством меди // Записки Горного института. – 2011. – Т. 192. – С. 120-124.
- 16 Данилова Н.В., Кадыров Э.Д. Применение нечеткой логики для моделирования процесса плавки медно-никелевого концентрата в печи Ванюкова // Записки Горного института. – 2011. – Т. 192. – С. 107-110.
- 17 Оспанов Е.А. О содержании меди в шлаках печи Ванюкова // Комплексное использование минерального сырья. – 2007. – № 3. – С. 44-49.

18 Комков А.А., Ладыго Е.А., Быстров С.В. Исследования поведения цветных металлов в восстановительных условиях //Цветные металлы. – 2003. – № 6. – С. 32-37.

19 Shen H., Forssberg E. An overview of recovery of metals from slag // Waste Management. – 2003. – V. 23. – P. 933-949. [http://doi.org/10.1016/s0956-053x\(02\)00164-2](http://doi.org/10.1016/s0956-053x(02)00164-2).

20 Kuo C.-Y., Wu C.-H., Lo S.-L. Removal of copper from industrial sludge by traditional and microwave acid extraction // Journal of Hazardous Materials. – 2005. – V. 120. – P. 249-256. <http://doi.org/10.1016/j.jhazmat.2005.01.013>.

21 Urosevic D.M., Dimitrijevic M.D., Jankovic Z.D., Antic D.V. Recovery of copper from copper slag and copper slag flotation tailings by oxidative leaching // Physicochemical Problem of Mineral Processing. – 2015. – V. 51. – P. 73-82. <http://doi.org/10.5277/ppmp150107>.

22 Fuerstenau M.C., Jameson G.J., Yoon R.-H. Froth flotation: a century of innovation. – Littleton: SME, 2007. – 897 p.

## **DEVELOPMENT OF TECHNOLOGY WASTE SLAG DEPLETION OF THE BALKHASH COPPER PLANT FACTORY IN THE VANYUKOV FURNACE**

**\*Kvyatkovskiy S.A.<sup>1,2</sup>, Kozhakhmetov S.M.<sup>1</sup>, Sokolovskaya L.V.<sup>1</sup>, Semenova A.S.<sup>1</sup>**

ORCID: 0000-0002-9686-8642

0000-0002-6955-4381

0000-0002-8955-2594

0000-0003-4054-8268

<sup>1</sup>“Institute of Metallurgy and Beneficiation” JSC, Almaty, Kazakhstan,  
\*kvyatkovskiy55@mail.ru;

<sup>2</sup>“Kazakh National Research Technical University named after K.I. Satpayev” NJSC,  
Almaty, Kazakhstan

**Abstract.** *Existing technologies for depletion of slag from autogenous smeltings indicate the possibility of improving the melting of matte and obtaining dump slags, as well as the use of industrial units for the depletion of slags. The main factors influencing on the optimal operation of the furnace are the composition of the charge, the temperature regime for separation of matte and slag, optimization working of the slag siphon and the electromixer. It has been established that the charge should contain not less than 30 % sulfur, not more than 5% zinc, have a moisture content of not more than 6.5 %; the slag should contain 30-31 % silicon dioxide, not more than 8 % magnetite and have a temperature at the output of the mixer of at least 1300 °C, for which a number of improvements in the performance of the slag siphon and the electric mixer have been proposed.*