

УДК 622.732

Н. О. ТИХОНОВ, О. И. СКАРИН (ЗАО «НПО «РИВС»)

РАСЧЕТ МЕЛЬНИЦ ПОЛУСАМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ПО ЭНЕРГЕТИЧЕСКИМ ИНДЕКСАМ



Н. О. ТИХОНОВ,
зав. сектором



О. И. СКАРИН,
старший научный сотрудник,
канд. техн. наук

При решении проектных задач по выбору мельниц полусамои измельчения все более широкое распространение получают методы мощностного масштабирования по результатам лабораторных исследований измельчаемости материала. В статье рассмотрен один из таких методов, позволяющий определить параметры проектируемой мельницы по рабочим индексам дробления, стержневого и шарового измельчения Ф. Бонда. Представлен пример расчета, результаты которого сравниваются с фактическими натурными данными.

Ключевые слова: полусамои измельчение, моделирование, прочностные свойства, измельчаемость, рабочий индекс Бонда.

Технологические схемы рудоподготовки большого числа высокопроизводительных обогатительных фабрик, спроектированных в последние десятилетия, базируются на процессе полусамои измельчения (ПСИ) и, как правило, включают первичную мельницу мокрого самоизмельчения (ММС) и ряд последующих шаровых мельниц.

Традиционно выбор ММС осуществлялся либо по данным объектов-аналогов, либо по результатам весьма дорогостоящих промышленных и полупромышленных испытаний, для проведения которых требуются пробы большого объема, значительные временные и финансовые затраты [1]. Сегодня в практике предпроектных исследований по рудоподготовке все более широкое распространение находят методы лабораторного исследования прочностных свойств рудных материалов, позволяющие более быстро и дешево произвести достоверное масштабирование дробильного и измельчительного оборудования [2]. Для решения задач выбора типоразмеров мельниц ПСИ и точного определения параметров устанавливаемых приводов применимы три из них:

- метод Барратта — Долла, базирующийся на рабочих индексах Ф. Бонда [3];
- разработанный в JKMRС метод падающего груза JK Drop Weight/SMC [4];
- метод Дж. Старки SAGDesign/SPI [5].

Каждый из этих методов включает серию лабораторных испытаний разрушаемости исследуемого рудного сырья, проведение которой требует специализированного лабораторного оборудования, и использование ряда эмпирических уравнений с целью определения полезной мощности проектируемой мельницы, требуемой для достижения заданной производительности.

На сегодняшний день НПО «РИВС» обладает собственной лабораторией рудоподготовки, комплектация которой обеспечивает полноценную реализацию первых двух методов.

Все указанные методы имеют своей целью оценить удельный расход электроэнергии, необходимый для обеспечения требуемой степени сокращения крупности частиц исследуемого материала в режиме ПСИ.

Удельный расход энергии (УРЭ) (кВт·ч/т) представляет собой отношение полезной мощности, потребляемой приводом мельницы, к производительности цикла измельчения, без учета циркулирующей нагрузки. При фиксированной крупности питания и продукта цикла УРЭ является основным промышленным параметром, характеризующим измельчаемость материала в конкретном рудоподготовительном аппарате. Для одного и того же материала УРЭ зависит от типа рудоподготовительного аппарата, что связано с существенными колебаниями в эффективности передачи энергии в рабочих зонах различных устройств.

Произведение УРЭ на требуемую производительность дает требуемую полезную мощность измельчения, по которой и определяется типоразмер и привод проектируемой мельницы.

Данная статья представляет собой описание метода Барратта — Долла, выигрышного тем, что за базу принимаются рабочие индексы Бонда, определение которых может быть выполнено в любой, хорошо оснащенной рудоподготовительной лаборатории (отметим, что требуемое для осуществления JK Drop Weight- и SAGDesign-тестов оборудование на сегодняшний день значительно меньше распространено, в особенности на территории стран СНГ). Еще одно преимущество метода Барратта — Долла заключается в простоте расчетной процедуры по обработке лабораторных данных, что исключает необходимость применения специализированного программного обеспечения.

Рабочие индексы Бонда

В 1952 г. Ф. Бонд опубликовал свою знаменитую статью, в которой описал процедуру оценки руд, до сих пор остающуюся ведущим инструментом при проектировании и оптимизации узлов

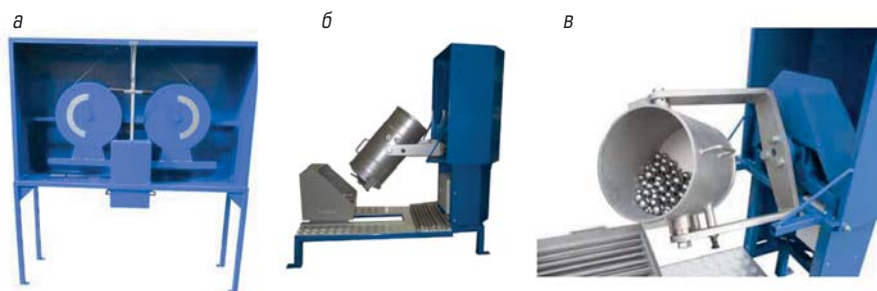


Рис. 1. Лабораторное оборудование, применяемое в НПО «РИВС» для определения рабочих индексов Бонда: CWI (а), RWI (б), BWI (в)

дробления и измельчения [6]. До этого практика не обладала адекватным методом мощностного масштабирования рудоподготовительного оборудования.

Согласно теории Бонда, затраты энергии на дробление или измельчение механической смеси рудных частиц оцениваются следующим соотношением:

$$E = 10 \cdot WI \cdot (1/\sqrt{P_{80}} - 1/\sqrt{F_{80}}), \quad (1)$$

где P_{80} и F_{80} — размер ячейки сита, через которое просеивается 80 % измельченного и исходного материала соответственно, мкм; WI — рабочий индекс материала, кВт·ч/т; E — требуемый удельный расход энергии, кВт·ч/т.

Представленное энергокрупностное соотношение изначально было выведено Бондом чисто эмпирическим путем в результате анализа огромного объема промышленных и лабораторных данных об эксплуатации стержневых и шаровых мельниц, полученных в ходе его работы в компании Allis Chalmers, являющейся в те годы крупнейшим мировым поставщиком измельчительного оборудования. Высокая заинтересованность Allis Chalmers в достоверном масштабировании поставляемых мельниц способствовала развитию исследований в этом направлении.

Своим широким распространением теория Бонда обязана разработанному им же методу оценки прочностных свойств рудных материалов, позволяющему быстро определять рабочий индекс в лабораторных условиях [4]. Теоретически рабочий индекс равен количеству энергии (кВт·ч), затрачиваемой на разрушение 1 т материала от бесконечного размера до крупности 80 % класса –100 мкм. Природа разрушения минеральных материалов су-

щественно изменяется с размером частиц, в связи с чем рабочий индекс рассматривается как функция крупности и для конкретных ее диапазонов определяется с помощью разных лабораторных устройств, соответствующих тем или иным типам разрушения. Так, для крупных частиц (сокращение крупности от 100 до 10 мм) применим рабочий индекс дробления CWI, для частиц промежуточной крупности (от 10 мм до 2100 мкм) — стержневого измельчения RWI, для более тонких частиц — шарового измельчения BWI (см. таблицу). Все эти параметры могут быть легко определены с помощью специализированного лабораторного оборудования (рис. 1).

Определение общего требуемого удельного расхода энергии схемы «мельницы мокрого самоизмельчения — мельницы шарового измельчения с центральной разгрузкой» («ММС –МШЦ»)

В рамках рассматриваемого метода определение общего требуемого УРЭ схемы «ММС — МШЦ» осуществляется, исходя из общего УРЭ традиционной схемы, включающей среднее и мелкое дробление, стержневое и шаровое измельчение. При сокращении крупности исходного питания фабрики (разгрузки крупного дробления) до слива I стадии шарового измельчения традиционная схема подразделяется на три диапазона крупности, границы которых принимаются в соответствии с таблицей. К каждому диапазону крупности применим представленный выше закон Бонда при соответствующем рабочем индексе.

Значительная дискуссия протекала вокруг энергетических гипотез Риттингера и Кирпичева — Кика [7] на протяжении многих лет после их публикации в связи с тем, что разные исследователи получали результаты, подтверждающие либо ту, либо другую из них. Выход же в свет «третьей теории» Бонда еще сильнее обострил интерес практики к энергетическим аспектам рудоподготовки.

На сегодняшний день большое число публикаций посвящено вопросам изучения энергокрупностных соотношений. Проведено множество обзоров и сравнительных анализов пригодности различных методов достоверного определения рабочих индексов в этих соотношениях. Основной вывод большинства этих работ заключается в том, что предложенные энергетические законы справедливы лишь в ограниченных диапазонах переменных в специфических условиях, но обеспечивают весьма приемлемую степень экстраполяции и интерполяции прогнозных результатов для известных аппаратов, работающих в типовых режимах эксплуатации [8].

Для адаптации закона Бонда к конкретным условиям эксплуатации Ч. Роланд ввел восемь поправок, детально описанных в

Типовые диапазоны крупности в соответствии с рабочими индексами Бонда

Крупность питания F_{80} , мкм	Крупность продукта P_{80} , мкм	Применимый рабочий индекс
100000	10000	дробления — CWI
10000	2100	стержневого измельчения — RWI
2100	100	шарового измельчения — BWI

ряде отечественных источников [7] и часто называемых в зарубежной литературе факторами эффективности EF . На сегодняшний день в прикладных вычислениях все эти поправки используются весьма редко, а в рамках описываемого метода для расчета общего УРЭ традиционной схемы применимы лишь две из них — на исходную крупность питания шаровой мельницы $EF4_{\text{МШЦ}}$ и на конечную крупность измельчения $EF5$, причем вводятся они лишь в тех случаях, когда превышают 1. При RWI и BWI, выраженных в кВт·ч/т, справедливы следующие формулы:

$$EF4_{\text{МШЦ}} = \left[1 + \frac{0,907 \cdot BWI - 7}{F_{80}/P_{80}} \left(\frac{F_{80}}{4000 \cdot \sqrt{14,33/RWI}} - 1 \right) \right]; \quad (2)$$

$$EF5 = (P_{80} + 10,3)/(1,145 \cdot P_{80}). \quad (3)$$

Следует отметить, что для расчета $EF4_{\text{МШЦ}}$ необходимы два рабочих индекса — RWI и BWI, а под F_{80} здесь понимается исходная крупность питания стержневой мельницы, т. е. 10000 мкм в соответствии с таблицей. Значение P_{80} принимается по требуемой гранулометрической характеристике слива шаровой мельницы.

С учетом энергетического закона Бонда и рассмотренных поправок Роланда общий удельный расход энергии $E_{\text{тр}}$, требуемый для сокращения крупности материала от исходной F_{80} (разгрузка крупного дробления) до конечной P_{80} (слив цикла шарового измельчения) по традиционной схеме, определяется следующим образом:

$$E_{\text{тр}} = 10 \left[CWI \left(\frac{1}{\sqrt{10000}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right) + \left[RWI \left(\frac{1}{\sqrt{2100}} - \frac{1}{\sqrt{10000}} \right) + BWI \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{2100}} \right) \right] EF5 \right] EF4_{\text{МШЦ}}. \quad (4)$$

Полученное значение $E_{\text{тр}}$ определяет максимальную эффективность использования рудоподготовительных мощностей и соответствует схеме, включающей среднее и мелкое стадийное дробление, стержневое и шаровое измельчение.

Д. Барратт провел сравнительный анализ широкого спектра рудоподготовительных переделов, в результате чего определил, что базирующаяся на мельнице ПСИ схема требует на 5–15 % больше энергии, нежели рассмотренная традиционная схема [9]. Следовательно, общий УРЭ, требуемый для равнозначного сокращения крупности по технологии «ММС — МШЦ», может быть определен по формуле

$$E_{\text{общ}} = (1,05 \div 1,15) \cdot E_{\text{тр}}. \quad (5)$$

Распределение требуемой энергии между мельницами ММС и МШЦ

В 1989 г. в рамках конференции, посвященной вопросам ПСИ, Д. Барратт опубликовал работу, в которой представил для

расчета УРЭ, требуемого для сокращения крупности материала в мельнице ММС от F_{80} до T_{80} , формулу следующего вида [9]:

$$E_{\text{ММС}} = 10 \left[CWI \left(\frac{1}{\sqrt{P_c}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right) + RWI \left(\frac{1}{\sqrt{P_R}} - \frac{1}{\sqrt{P_c}} \right) \right] \times EF4_{\text{МСР}} + BWI \left(\frac{1}{\sqrt{110}} - \frac{1}{\sqrt{P_R}} \right) EF4_{\text{МШЦ}} EF5 \times 1,25 - 10 BWI \left(\frac{1}{\sqrt{110}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right) EF4_{\text{МШЦ}} EF5. \quad (6)$$

где T_{80} — размер ячейки сита, через которое просеивается 80 % питания цикла шаровой мельницы проектируемой схемы «ММС — МШЦ» (типично 1000–3000 мкм).

В оригинальной работе Барратта не были указаны значения границ диапазонов крупности P_c и P_R , но ориентировочно могут быть использованы величины, приведенные в таблице, т. е. $P_c = 10000$ мкм и $P_R = 2100$ мкм. Эти же значения используются при расчете факторов эффективности $EF4_{\text{МСР}}$ и $EF4_{\text{МШЦ}}$. Так, например, для $EF4_{\text{МСР}}$ справедливо

$$EF4_{\text{МСР}} = \left[1 + \frac{0,907 \cdot RWI - 7}{P_c/P_R} \left(\frac{P_c}{16000 \cdot \sqrt{14,33/RWI}} - 1 \right) \right]. \quad (7)$$

Для $EF5$ принимается P_{80} по конечной крупности слива цикла шарового измельчения проектируемой схемы «ММС — МШЦ».

В случае, если проектируемая схема «ММС — МШЦ» дополнительно включает дробление критического класса крупности, то УРЭ на эту операцию рассматривается как доля величины $E_{\text{ММС}}$. Обычно она весьма незначительна (до 5 %) и при расчете требуемой мощности мельницы ММС не учитывается.

Удельный расход энергии на шаровое измельчение материала от T_{80} до P_{80} рассчитывается как разница между общим удельным расходом энергии схемы «ММС — МШЦ» и величиной $E_{\text{ММС}}$:

$$E_{\text{МШЦ}} = E_{\text{общ}} - E_{\text{ММС}}. \quad (8)$$

Преимуществом данного подхода является тот факт, что во внимание принимается повышенный выход тонких классов в разгрузке мельницы ПСИ по сравнению с продуктом традиционных дробилок или стержневых мельниц, работающих на аналогичное значение T_{80} . Этот обогащенный тонкими классами продукт традиционно поступает в зумпф шаровой мельницы, после чего, «минуя» саму мельницу, выводится из цикла шарового измельчения со сливом классифицирующих гидроциклонов. Как результат, требуемый для шарового измельчения УРЭ несколько снижается по сравнению с тем, что прогнозируется при прямом применении закона Бонда. В зарубежной литературе этот эффект часто называют проявлением «фантом-циклона».

Определение требуемой мощности приводов проектируемых мельниц схемы «ММС — МШЦ»

При известных величинах $E_{ММС}$ и $E_{МШЦ}$ (кВт·ч/т) требуемая полезная мощность N (кВт) может быть определена путем умножения на производительность Q (т/ч). Под полезной мощностью мельницы традиционно понимается мощность на венцовой шестерне барабана. Передача вращения от главного привода к венцовой шестерне осуществляется либо посредством редуктора, либо через эластичную муфту. Данные устройства приносят в систему некоторые механические потери энергии, в результате чего развиваемая главным приводом мощность всегда несколько превышает полезную мощность на венцовой шестерне.

Типично главный привод ММС максимально способен развить лишь 90 % установочной мощности, а КПД редуктора составляет 98,5 %, в соответствии с чем для требуемой установочной мощности главного привода ММС имеем

$$N_{ММС} = \frac{E_{ММС} \cdot Q}{0,9 \cdot 0,985} \quad (9)$$

Аналогичное соотношение справедливо и для шаровой мельницы лишь с тем отличием, что характерным является несколько более высокое значение КПД электродвигателя (94 %):

$$N_{МШЦ} = \frac{E_{МШЦ} \cdot Q}{0,94 \cdot 0,985} \quad (10)$$

При известных значениях $N_{ММС}$ и $N_{МШЦ}$ выбор наиболее подходящих мельниц осуществляется по результатам сравнительного анализа развиваемых мощностей мельниц различных типоразмеров. Описание методов расчета развиваемых мощностей не входит в задачи данной статьи и может быть найдено в ряде литературных источников [4, 8].

Пример применения рассмотренного метода

В 2013 г. в рамках разработки регламента для проекта реконструкции Рубцовской обогатительной фабрики на базе рудоподготовительной лаборатории НПО «РИВС» была проведена оценка прочностных свойств руды Степного месторождения, включающая определение рабочих индексов Бонда, которые составили: $CWI = 7,82$; $RWI = 22,95$; $BWI = 14,34$ кВт·ч/т.

Позднее при совместном участии специалистов ОАО «Сибирь-Полиметаллы» и НПО «РИВС» на промплощадке Рубцовской ОФ были организованы промышленные испытания по переработке руды Степного месторождения (рис. 2). Получены следующие результаты:

- при общей производительности фабрики 77 т/ч на стадии ПСИ достигнуто сокращение крупности от $F_{80} = 102528$ мкм до $T_{80} = 157$ мкм (55,5 % класса –74 мкм); зафиксированная суммарная развиваемая мощность двух мельниц ММС-5,5х1,8 составила 1372 кВт;

- на стадии шарового измельчения (МШЦ-2100х3000) объединенный слив классификаторов обеих секций крупностью $T_{80} = 157$ мкм доведен до крупности $P_{80} = 98,4$ мкм (66,5 % класса –74 мкм); в соответствии с принятым режимом эксплуатации ее расчетная развиваемая мощность составляет 165 кВт.

Рассмотрим для данных испытаний результаты расчета требуемой мощности схемы «ММС — МШЦ» по описанному методу.

Удельный расход энергии на сокращение крупности от $F_{80} = 102528$ мкм до $P_{80} = 98,4$ мкм по традиционной схеме определяется по уравнению (4) с учетом поправок по уравнениям (2) и (3), для которых имеем: $EF_{4МШЦ} = 1,13$ и $EF_5 = 0,96$ (принимая $EF_5 = 1$). Получаем: $E_{р} = 16,37$ кВт·ч/т.

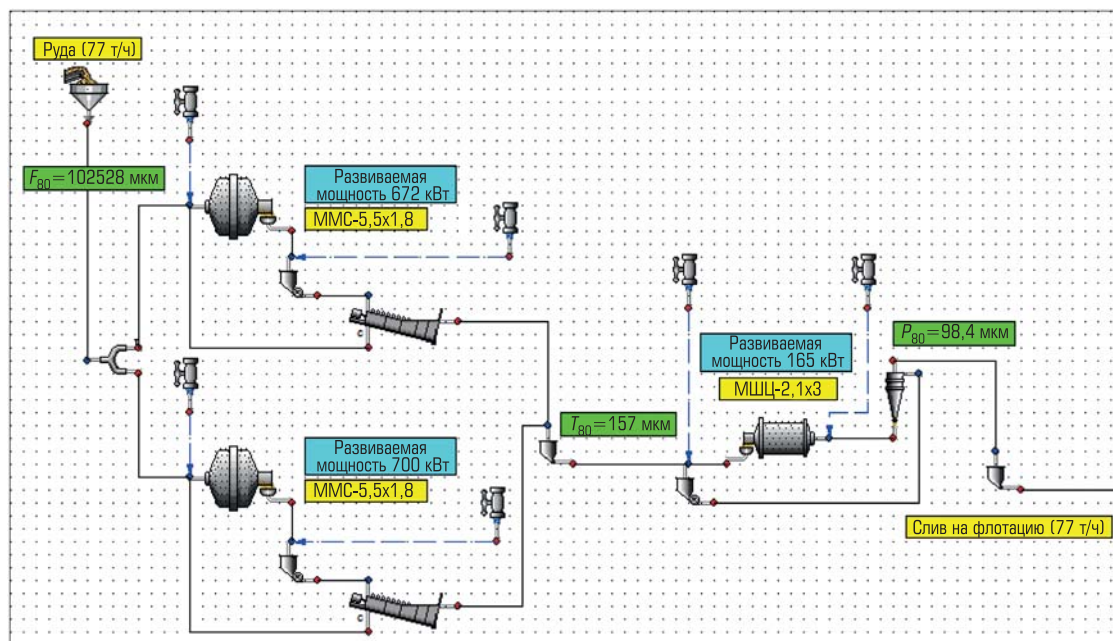


Рис. 2. Схема цепи аппаратов при проведении промышленных испытаний

Общий удельный расход энергии по схеме «ММС — МШЦ» находим по уравнению (5): $E_{\text{общ}} = 1,05 \cdot 16,37 = 17,19$ кВт·ч/т.

При расчете УРЭ на полусамои измельчение по уравнению (6) поправки не учитываются, так как все они принимают значения, меньшие 1 ($EF4_{\text{МСР}} = 0,39$; $EF4_{\text{МШЦ}} = 0,96$; $EF5 = 0,96$). Получаем: $E_{\text{ММС}} = 15,01$ кВт·ч/т.

Для шаровой мельницы по уравнению (8) имеем: $E_{\text{МШЦ}} = 2,18$ кВт·ч/т.

Требуемую мощность приводов определяем для производительности 77 т/ч по уравнениям (9) и (10): $N_{\text{ММС}} = 1304$ кВт·ч/т; $N_{\text{МШЦ}} = 181$ кВт·ч/т.


На стадии ПСИ расчетное значение требуемой мощности $E_{\text{тр}} = 1304$ кВт отличается от фактически замеренного 1372 кВт на 5,2 %. Для шаровой мельницы по описанному методу $E_{\text{тр}} = 181$ кВт, в то время как расчетное значение развиваемой мощности мельницы МШЦ-2100×3000 составляет 165 кВт, разница 8,8 %.

Незначительные отклонения расчетных и фактических значений свидетельствуют о достоверности описанного метода.

Библиографический список

1. Справочник по обогащению руд. — Т. I. Подготовительные процессы / отв. ред. В. А. Олевский. — М.: Недра, 1972. С. 396–398.
2. Скарин О. И., Арустамян К. М. Современные методы оценки измель-

чаемости руд в циклах полусамои измельчения // Горный журнал. 2012. Специальный выпуск. С. 6–10.

3. Doll A. G. SAG Mill + Ball Mill circuit sizing. 2013. Доступно на sagmilling.com.
4. Napier-Munn T. J., Morrell S., Morrison R. D., Kojovic T. Mineral comminution circuits: their operation and optimization. Australia, Brisbane, JKMRС, 2005. P. 57–66, 69–73, 162–175, 251–272.
5. Starkey J. H., Hindstrom S., Nadasdy G. N. SAGDesign testing — What it is and why it works // International AG and SAG Grinding Technology. 2006. Vol. IV. P. 240–254.
6. Bond F. C. The third theory of comminution // Trans SME/AIME, 193. P. 484–494.
7. Андреев Е. Е., Тихонов О. Н. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению: учебник. — СПб.: СПГТИ (ТУ), 2007. С. 96–99, 134–137, 225–230.
8. Линч А. Дж. Циклы дробления и измельчения. Моделирование, оптимизация, проектирование и управление: пер. с англ. — М.: Недра, 1981. С. 19–22.
9. Barratt D. J. An update on testing, scale-up and sizing equipment for autogenous and semi-autogenous grinding circuits. 1989. SAG Conference. 

Тихонов Николай Олегович,
Скарин Олег Иванович:
e-mail: rivs@rivs.ru

"GORNYI ZHURNAL"/"MINING JOURNAL", 2014, № 11, pp. 6–10

Title	Semiautogenous grinding mills' capacity calculation by energy indices
Author 1	Name & Surname: Tikhonov N. O.
	Company: RIVS Science and Production Association (Saint-Petersburg, Russia)
	Work Position: Head of subdivision
	Contacts: e-mail: rivs@rivs.ru
Author 2	Name & Surname: Skarin O. I.
	Company: RIVS Science and Production Association (Saint-Petersburg, Russia)
	Work Position: Senior Researcher
	Scientific Degree: Candidate of Engineering Sciences
Abstract	<p>Dealing with design and modernization of new and operating ore pre-processing circuits of processing plants, RIVS carries out research and development where the keynote is the optimal crushing and grinding circuits as well as the adequate equipment size.</p> <p>When selecting a standard size of a recommended mill, RIVS uses techniques that include both conventional commercial and semi-commercial trials and expansive laboratory testing of ore strength properties. Upward scaling of the laboratory tests data to the full-size industrial machinery uses mathematical modeling.</p> <p>Currently RIVS designs mills for autogenous and semi-autogenous grinding based on the JK Drop Weight and SMC Test and the Bond indexes. In the former case, the test data are processed using the dedicated computer simulation software package; in the latter case, a much simpler calculation procedure described in the given article is employed.</p> <p>Structurally, the article is composed of sections that acquaint the reader with the current methods of power scale-up for semi-autogenous grinding mills, and with the Bond work indexes and their usability in AG/SAG mill design. In the end, the authors compare the results of the described procedure and industrial test implemented conjointly by RIVS and Sibir-Polymetals, a company of UMMC Holding.</p>
Keywords	Semi-autogenous grinding, modeling, strength properties, grindability, Bond work index.
References	<ol style="list-style-type: none"> 1. Spravochnik po obogashcheniyu rud. Tom I. Podgotovitelnye protsessy (Ore concentration reference book. Volume 1. Preparation processes). Responsible editor: V. A. Olevskiy. Moscow: Nedra, 1972. pp. 396–398. 2. Skarin O. I., Arustamyan K. M. Sovremennyye metody otsenki izmelchaemosti rud v tsiklakh polusamoizmelcheniya (Modern methods of assessment of ore grindability in semiautogenous grinding cycles). Gornyy Zhurnal = Mining Journal. 2012. Special issue. pp. 6–10. 3. Doll A. G. SAG Mill + Ball Mill circuit sizing. 2013. Available at: sagmilling.com. 4. Napier-Munn T. J., Morrell S., Morrison R. D., Kojovic T. Mineral comminution circuits: their operation and optimization. Australia, Brisbane, JKMRС, 2005. pp. 57–66, 69–73, 162–175, 251–272. 5. Starkey J. H., Hindstrom S., Nadasdy G. N. SAG Design testing — What it is and why it works. International AG and SAG Grinding Technology. 2006. Vol. IV. pp. 240–254. 6. Bond F. C. The third theory of comminution. Transactions SME/AIME, 193. pp. 484–494. 7. Andreev E. E., Tikhonov O. N. Drobienie, izmelchenie i podgotovka syr'ya k obogashcheniyu: uchebnik (Grinding, crushing and preparation of raw materials to concentration: reference book). Saint Petersburg: Saint Petersburg State Mining Institute (Technical University), 2007. pp. 96–99, 134–137, 225–230. 8. A. J. Lynch. Tsikly drobleniya i izmelcheniya. Modelirovaniye, optimizatsiya, proektirovaniya i upravleniye (Mineral crushing and grinding circuits. Their simulation. Optimization. Design and control). Translated from English. Moscow: Nedra, 1981. pp. 19–22. 9. Barratt D. J. An update on testing, scale-up and sizing equipment for autogenous and semi-autogenous grinding circuits. SAG Conference. 1989.