

Научная статья

УДК 622.732

DOI: 10.26730/1816-4528-2024-6-15-25

Бочкова Ксения Викторовна, Потапов Валентин Яковлевич, Комиссаров Анатолий Павлович,
Бочков Владимир Сергеевич, Потапов Владимир Валентинович

Уральский государственный горный университет

* для корреспонденции: bochkof@list.ru

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ДРОБИЛЬНОГО ОБОРУДОВАНИЯ**Информация о статье**

Поступила:

01 ноября 2024 г.

Одобрена после
рецензирования:

15 ноября 2024 г.

Принята к печати:

24 ноября 2024 г.

Опубликована:

12 декабря 2024 г.

Ключевые слова:

дробление, удельные затраты, математическая модель, изнашивание, рабочие органы, горная порода, крупность, предел прочности, эффективность

Аннотация.

В процессе добычи твёрдых полезных ископаемых открытым способом ключевыми производственными операциями являются процессы разрушения и измельчения. Для повышения экономической эффективности горнодобывающих предприятий, использующих оборудование для дробления и измельчения, необходимо постоянно совершенствовать конструкцию и увеличивать срок службы основных компонентов. В работе представлена методика оценки эффективности использования оборудования для дробления, которая основана на анализе удельных затрат на дробление. Актуальность применения методов контроля эффективности оборудования для дробления возрастает в связи с увеличением объёмов переработки горных пород из-за снижения содержания полезного компонента в извлекаемой руде. В связи с этим была разработана методика, которая связывает физико-механические свойства разрушаемой горной породы с периодом замены расходных элементов дробилки. Разработка этой методики обусловлена необходимостью контроля эффективности использования технологического оборудования, в данном случае — оборудования для дробления. Внедрение методов оценки эффективности с использованием автоматизированных систем позволит снизить затраты на электроэнергию и расходные материалы, а также поддерживать стабильность размера частиц. Экономико-математическая модель удельных затрат на дробление разработана с учётом опыта эксплуатации оборудования для дробления на различных горно-обогатительных комбинатах России. Разработанная методика позволяет с достаточной точностью оценить экономическую эффективность оборудования для дробления, используемого в рамках дробильно-сортировочных комплексов или обогатительных фабрик. При разработке методики авторы использовали теоретико-практический подход, учитывая реальную практику эксплуатации оборудования для дробления.

Для цитирования: Бочкова К. В., Потапов В. Я., Комиссаров А. П., Бочков В. С., Потапов В. В. Повышение эффективности дробильного оборудования // Горное оборудование и электромеханика. 2024. № 6 (176). С. 15-25. DOI: 10.26730/1816-4528-2024-6-15-25, EDN: DGTUXA

Введение

Эффективное использование минерального сырья является важной научно-технической задачей в масштабах всей страны. Из-за активного вовлечения в эксплуатацию месторождений с относительно бедными рудами находящихся в труднодоступных районах, возникла проблема - отсутствие квалифицированных кадров и неразвитость инфраструктуры (отсутствие ж/д и пригодных автомобильных дорог, электрических сетей и т.д.). В связи с этим в труднодоступных районах целесообразно создать горное предприятие, которое будет заниматься до-

бычей и подготовкой руды. Обогащение же возможно производить на существующих обогатительных фабриках, что позволит повысить их загрузку при истощении близлежащих месторождений. Например, такой подход планирует применить холдинг УГМК на Шемурском месторождении, расположенном на севере Свердловской области.

Для реализации этого технологического процесса необходимо обосновать выбор оборудования и интегрировать его в производственную цепочку.

Разработка технологий добычи и переработки полезных ископаемых в отдалённых регионах

нашей страны началась ещё в 70-80-х годах. Для повышения эффективности производства предлагалось улучшить качество взрывания, что позволило бы уменьшить крупность породы в забое и повысить производительность экскаватора. Также рассматривалась возможность использования полустационарных грохотов.

Для внедрения данной технологии разработаны мобильные комплексы для дробления и сортировки, как отечественного, так и зарубежного производства, которые могут быть использованы на малых месторождениях с предполагаемым сроком эксплуатации до 25 лет. Для более крупных месторождений предпочтительно применять стационарное или полустационарное оборудование. Потребности в развитии технологических процессов, связанных с использованием оборудования для дробления и измельчения (ДРО), могут быть удовлетворены в определённых пределах. В прогнозируемом периоде это будет осуществляться с использованием традиционного оборудования. Улучшение ситуации в данный период должно достигаться преимущественно за счёт организационных мер, таких как перераспределение удельного веса дробления и измельчения, перенос крупного дробления в карьер, а также увеличение единичной мощности оборудования и автоматизация производственных процессов.

Ключевым фактором повышения эффективности рудоподготовки является улучшение конструкций и разработка новых машин на основе исследований физико-механических свойств горных пород. Развитие ДРО напрямую зависит от развития смежных и основных объектов их применения. При прогнозировании предполагается, что дробилки крупного дробления (ККД) и дробилки мелкого дробления (КМД) являются граничными машинами дробильного оборудования, которые непосредственно подвержены влиянию внешних факторов. Дробилки ККД, расположенные вблизи процессов выемки и транспортировки горной массы, испытывают воздействие именно этих процессов. Дробилки КМД, завершающие процесс дробления, развиваются под влиянием измельчения. Дробилки вторичного крупного дробления (КРД) и среднего дробления (КСД) «воспринимают» уровень дробления ККД и КМД.

Проведённые исследования свидетельствуют о том, что развитие дробильно-размольного оборудования в прогнозируемый период будет осуществляться на основе традиционной техники.

Анализ тенденций развития дробильно-размольного оборудования невозможен без учета развития фона смежных процессов таких, как открытые горные работы, предваряющие дробление и измельчение, и обогащение [1-6]. Соотношение объемов минерального сырья, добытого открытым и подземным способом, стабильно сохраняется на уровне, когда добыча открытым способом составляет 72 % от общей добычи [1-3].

Единичная мощность рудных предприятий характеризуется тем, что более 75 % руды добывается из карьеров производительностью свыше 10 млн т

руды в год [3, 4]. В производстве стройматериалов 50 % добычи минерального сырья будет приходиться на карьеры с годовой производительностью свыше 1 млн м³ (1,6 млн т) [7-10].

Развитие угольной и горнохимической промышленности будет вестись на базе традиционных технологических процессов [10-12]. Развитие рудной промышленности и промышленности производства стройматериалов будет связано с внедрением поточной и циклично-поточной технологии ведения горных работ [1-5].

Оборудование рудоподготовки (дробилки и мельницы) составляет свыше 40 % общей стоимости оборудования обогатительных предприятий и на него приходится более 60 % эксплуатационных затрат [12-15].

К настоящему времени сформировались основные типы этого оборудования. Это дробилки крупного, среднего, мелкого дробления и мельницы с мелющими телами, и самоизмельчения [6-9].

Основные направления совершенствования дробильно-измельчительного оборудования

Вовлечение в эксплуатацию все более тонковкрапленных руд приводит к необходимости более тонкого измельчения руд. Если основной крупностью измельчения до настоящего времени был класс -0,074 мм, то сейчас все больше говорят о параметре -0,044 мм. Это, естественно, приведет к увеличению затрат на измельчение материала.

Работа традиционного измельчительного оборудования характеризуется высоким энергопотреблением, низким КПД, переизмельчением части материала. Все это делает целесообразным перенос как можно большей части работы по дезинтеграции материала из цикла измельчения в цикл дробления.

Возможности существующего дробильного оборудования в плане уменьшения крупности продукта ограничены. Показатели крупности продукта формируются на стадии мелкого дробления, являющейся завершающей стадией в цикле дробления. Причем основным параметром дробилки, формирующим этот показатель, является профиль камеры дробления и, в частности, размер разгрузочной щели.

Минимальный размер разгрузочной щели ограничивается возможной эллиптичностью и неконцентричностью футеровок, зазорами в эксцентриковом узле.

При допусках на эллиптичность и неконцентричность футеровок подвижного и неподвижного конусов соответственно в 0,05 и 0,1 % диаметра футеровки у основания конусов, суммарная разница диаметров может достигать 6,4 мм, то есть даже при настройке дробилки «до стука броней» минимальный размер разгрузочной щели не может быть обычно менее 5-6 мм. Учитывая зазоры в эксцентриковом узле, фактический размер щели на рабочем ходе конуса не может быть менее 8-10 мм, а номинальная крупность продукта не менее 17-25 мм по ширине куска.

В реальных условиях, учитывая отклонение размеров броней от допусков после литья и механической обработки, большой износ подшипников эксцен-

трика, периодичность регулировки разгрузочных щелей дробилки, фактическая крупность продукта по номинальному размеру может достигать и 30-35 мм [3].

Учитывая, что традиционное дробильное и измельчительное оборудование в ближайшие десятилетия на фабриках останется преобладающим, вопросам совершенствования технико-экономических показателей этого оборудования до настоящего времени уделяется большое внимание. В качестве основных направлений решения этой проблемы можно выделить следующие:

- оптимизация конструктивных параметров оборудования;
- обеспечение оптимальных режимов работы оборудования в изменяющихся условиях эксплуатации;
- рациональное распределение объемов работы между элементами системы рудоподготовки;
- совершенствование схем рудоподготовки.

Вопросы оптимизации параметров дробильно-размольного оборудования в последние десятилетия получили новое качественное развитие в связи с полученными результатами в области теории разрушения пород и теории рабочих процессов машин.

Предложен ряд методов оптимизации профилей камер дробилок различных стадий дробления. В качестве критериев оптимизации профилей предлагаются равномерность износа рабочих поверхностей камеры дробления по длине [4, 5, 6] для сохранения исходного профиля в процессе эксплуатации, постоянство пропускных способностей поперечных сечений камеры дробления и исключения прессования материала [7], обеспечение требуемой степени сокращения при заданной производительности и крупности исходного питания [8, 9].

Использование результатов выполненных в этом направлении работ позволяет при прочих равных условиях уменьшить номинальную крупность продукта, увеличить пропускную способность дробилок, уменьшить динамические нагрузки в узлах, уменьшить расход энергии. Кроме того, результаты исследований позволяют оптимизировать параметры оборудования с учетом конкретных условий его эксплуатации.

Вопросы, связанные с оптимизацией режима работы оборудования, играют не менее важную роль в формировании показателей работы оборудования. Для мельниц к числу основных режимных параметров относятся уровень загрузки мельниц рудой и мелющими телами, крупность руды, размерный состав измельчающих тел, частота вращения барабана и др. Существующие требования и рекомендации по режимам работы измельчительного оборудования зачастую не выполняются из-за неритмичной поставки и низкого качества мелющих тел.

Для дробилок к числу важнейших параметров режима работы относятся количество подаваемой руды и равномерность ее подачи во времени, грансостав питания, равномерность распределения питания по контуру дробящего пространства, скорость входа кусков в камеру дробления и др.

Показатель равномерности подачи руды в основном характеризует загрузку дробилки по производительности и надежность ее работы. Уменьшение количества подаваемого питания приводит к снижению производительности дробилки и всей нитки, увеличение питания сверх паспортных данных в дробилках мелкого и среднего дробления приводят к ее перегрузке и стопорению. В связи с этим вопросам загрузки дробилок, автоматизации контроля этого процесса уделяется большое внимание.

Требования по грансоставу питания для дробилок крупного и среднего дробления сводятся к исключению в питании негабаритных для конкретной дробилки кусков. В ряде случаев рекомендуется предварительно отгрохачивать готовый для данной стадии дробления класс с целью повышения пропускной способности дробилки [10].

Для дробилок мелкого дробления кроме этих требований предъявляется еще одно: в питании дробилок должно содержаться 10-15 % фракций крупнее размера закрытой приемной щели дробилки. Это важно учитывать при решении вопросов, связанных с загрузкой дробилок предыдущих стадий.

Равномерное распределение руды по контуру дробящего пространства дает положительный эффект на всех типах дробилок. Обеспечивается равномерный износ брони по всему контуру, увеличивается пропускная способность дробилки, улучшается качество продукта дробления, уменьшаются пиковые нагрузки на узлы.

Распределительная тарель, устанавливаемая на подвижном конусе, в большинстве случаев не обеспечивает требуемой равномерности загрузки дробящего пространства по периферии, что приводит к неравномерному (волнообразному) износу брони по периферии и к увеличению крупности продуктов дробления, к прессованию материала и росту динамических нагрузок. Исследования института АО «Уралмеханобр» [12] показали, что использование разработанных ими распределителей питания типа 263-Пт и 273-Пт в дробилках позволило обеспечить равномерный износ футеровок по периферии, при одинаковой крупности питания снизить средневзвешенную крупность продукта на 12-15 % и увеличить производительность (на Джезказганском ГМК) почти на 20 %.

В качестве одного из средств повышения эффективности цикла дробления рассматривается задача распределения работы дробления по стадиям. Критериями оптимальности здесь служат загрузка дробилок по мощности, по производительности и т.д. В условиях ограниченного количества типоразмеров оборудования это чаще всего сводится к получению максимально возможной степени сокращения материала на каждой из стадий дробления. Увеличение степени сокращения материала на стадии крупного и среднего дробления дает положительный эффект до тех пор, пока выполняются технологические требования по питанию дробилок последующих стадий. Исследования Ю. А. Муйземнека [13, 14] показали возможность и



Рис. 1. Общий вид дробилки типа ШД в составе полустационарного дробильно-сортировочного комплекса

Fig. 1. General view of a type crusher as part of a semi-stationary crushing and screening complex



Рис. 2. Новые дробящие плиты установленные в щековой дробилке

Fig 2. New crushing plates installed in the jaw crusher

целесообразность настройки дробилок (по размеру разгрузочных щелей) в зависимости от условий эксплуатации.

Учитывая, что дробилки по стадиям устанавливаются последовательно, критерии оптимальности сопряжения дробилок должны учитывать схему цепей аппаратов, типоразмеры дробилок по стадиям, количественное соотношение их по стадиям, требования к режиму работы дробилок.

Возможностей для оптимального сопряжения дробилок обычно больше при наличии в технологических схемах промежуточных складов и бункеров [15].

Относительно схем дробления в настоящее время существует единое мнение о нецелесообразности 4-х стадийных схем дробления, за исключением фабрик, где в первой стадии установлены дробилки ККД 1500/300 (Качканарский ГОК). Направление большинства работ по совершенствованию схем рудоподготовки связано с решением вопросов оптимального сопряжения дробилок, целесообразности применения предварительного и поверочного грохочения замкнутых циклов дробления в последней стадии.

Целесообразность применения замкнутых циклов дробления в последней стадии в целях умень-



Рис. 3. Изношенные щёки щековой дробилки: отверстие, плоское, трещины на плите щековой дробилки
 Fig. 3. Worn jaw crusher jaws: hole, flat, cracks in the jaw crusher plate

шения крупности продукта доказываются многими исследователями. Но неперемным условием достижения поставленных целей является дробление материала в слое.

Как уже отмечалось, выпускаемые в настоящее время конусные дробилки мелкого дробления на такой режим работы не рассчитаны. Исследования С. А. Муйземнека [4] показали, что работа в замкнутом цикле приводит к увеличению расхода энергии (при одновременном снижении крупности питания за счет циркулирующей нагрузки), снижается надежность и долговечность деталей и узлов дробилки, снижается пропускная способность дробилки. Все эти результаты являются следствием прессования материала в зоне калибровки.

Для применения замкнутых циклов необходимы дробилки новых конструкций типа КИД, ВКМД, «МАЯ» и т.п.

Результаты исследования

Основой эффективного использования дробильного оборудования (рис. 1) является минимизация приведенных удельных затрат на дробление [15-18]. Разработана экономико-математическая модель приведенных удельных затрат на дробление различных материалов, учитывающая ресурс рабочих органов дробилок и затраты, связанные с заменой изношенных рабочих органов [1-6]. При этом учитываются предел прочности при сжатии, насыпная масса, крупность (и соответственно гранулометрический состав продукта дробления). Применение модели и расчетов удельного расхода металла (ресурса) рабочих органов дробилок позволяет определить наиболее рациональные пути повышения эффективности дробильного оборудования на ста-

диях эксплуатации, конструирования дробилок и выбора размера их при проектировании технологических схем переработки материалов.

Расчет приведенных удельных затрат на переработку 1 т горных пород или руд в дробилках разных размеров выполняется с использованием экономико-математической модели [1-6]. По методике [6, 7] годовые приведенные затраты определяются по формуле:

$$A = C_3 + E_H K,$$

где C_3 – годовые эксплуатационные расходы, руб.;

K – капитальные вложения, руб.;

E_H – отраслевой нормативный коэффициент эффективности ($E_H=0,14$ [7]).

В составе расходов, связанных с износом, учитываются затраты на восстановление или приобретение новых и замену быстроизнашивающихся деталей рабочих органов. Такими деталями при дроблении абразивных материалов являются дробящие плиты щековых дробилок рис. 2. Удельный расход металла этих деталей близок к полному удельному расходу металла рабочих органов рис. 3. С учетом этого ресурс быстроизнашивающихся деталей и, соответственно, рабочих органов дробилок T_m , ч определяется по формуле:

$$T_m = \frac{mK_H}{QI} = \frac{m}{QP_d},$$

где m – масса быстроизнашивающихся деталей (рабочих органов), г;

K_H – коэффициент использования их;

Q – производительность дробилки, т/ч;

I, P_d – удельный износ, расход рабочих органов, г/т.

Количество замен рабочих органов в год n_r определяется из соотношения:

$$n_r = \frac{N}{T_m} = \frac{QNI}{mK_n} = \frac{QNP_d}{m},$$

где N – число рабочих часов в году (при 307 рабочих днях, трехсменной работе и коэффициенте использования оборудования 0,8) $N = 5250$ ч.

Годовая выработка дробильной установки под- считывается с учетом потери времени на замену изношенных рабочих органов [8-10]. При двух- сменной работе операцию замены можно произво- дить в нерабочее время; при трехсменной работе простои оборудования неизбежны, поэтому в рас- четах учитывается время простоев в ремонте при замене изношенных деталей по существующим нормативным материалам. С учетом простоев в ремонте годовая выработка дробильной установки определяется выражением [7]:

$$Q_r = QN_p = Q(N - K_0 n_r),$$

где N_p – число часов работы с учетом простоев в ремонте;

K_0 – время простоев, приходящееся на одну замену изношенных рабочих органов, ч.

Годовые эксплуатационные расходы (C_3) скла- дываются из амортизационных отчислений (C_a), стоимости израсходованной электроэнергии и сма- зочных материалов ($C_{эл}$), заработной платы обслу- живающего персонала (C_3), стоимости ремонтов, оснастки и материалов (C_p):

$$C_3 = C_a + C_{эл} + C_3 + C_p.$$

Для расчетов амортизационные отчисления принимаются по отпускной цене машины и норме амортизационных отчислений, равной 14 % от це- ны.

Затраты на электроэнергию ($C_{эл}$) по двухставоч- ному тарифу складываются из оплаты за потреб- ленную электроэнергию ($C'_{эл}$) и за установленную мощность ($C''_{эл}$). Величина первой составляющей определяется:

$$C'_{эл} = W_{ч} N_p C_{ст},$$

где $W_{ч}$ – часовой расход электроэнергии, кВт;

$C_{ст}$ – стоимость 1 кВт·ч, руб/кВт·ч.

Часовой расход электроэнергии вычисляется по формуле:

$$W_{ч} = \frac{N_{дв} K_{дм} K_{пот}}{K_{кпд}},$$

где $N_{дв}$ – мощность двигателя, кВт;

$K_{дм}$ – коэффициент использования двигателя по мощности;

$K_{пот}$ – коэффициент, учитывающий потери в сети;

$K_{кпд}$ – коэффициент полезного действия.

Для сравнительных расчетов величины этих ко- эффициентов принимаются равными:

$K_{дм} = 0,8$; $K_{пот} = 1,1$; при номинальной нагрузке $K_{кпд} = 0,9$.

Оплата за установленную мощность рассчиты- вается по формуле:

$$C''_{эл} = 14,1 N_{дв}.$$

Расходы на смазочные материалы относительно невелики и примерно одинаковы для рассмат- рива-

емых машин, поэтому в сравнительных расчетах они не рассматриваются.

При сравнении затрат на эксплуатацию дробил- лок, обслуживаемых, как правило, одинаковым ко- личеством рабочих, заработная плата обслужива- ющего персонала (C_3) различается незначительно и в расчете не учитывается.

Основную часть затрат, связанных с износом рабочих органов (C_p), составляют зарплата ремонт- ников ($C_{зр}$), производящих замену, и стоимость заменяемых деталей рабочих органов ($C_{рр}$):

$$C_p = C_{зр} + C_{рр}.$$

Заработная плата ремонтников, производящих замену изношенных рабочих органов, зависит от трудоемкости ремонтных работ, которая рассчиты- вается по формуле:

$$T = R_m K_m + R_3 K_3 \text{ чел.-ч},$$

где R_m – коэффициент ремонтосложности текущего ремонта механической части оборудования;

K_m – трудоемкость единицы ремонтосложности механического ремонта, чел.-ч;

R_3, K_3 – соответствующие показатели, относящиеся к ремонту электрической части машины.

Ремонт электрической части машины не связан с износом деталей рабочих органов и поэтому в предыдущей формуле учитывается только первое слагаемое. Заработная плата ремонтных рабочих вычисляется по выражению:

$$C_{зр} = n_r K_m R_m C_{опл},$$

где $C_{опл}$ – стоимость 1 чел.-ч по определенному разряду тарифной ставки, увеличенная на размер начислений (премии, районного коэффициента и других).

Стоимость деталей рабочих органов, изношен- ных за год, определяется по формуле:

$$C_{рр} = n_r m C_{л},$$

где $C_{л}$ – стоимость 1 т отливок из марганцовистой стали, руб/т.

Капитальные вложения включают затраты на приобретение, доставку и монтаж оборудования. Отпускная цена дробилок принимается по данным завода-изготовителя, для сопоставительных расче- тов целесообразно определять путем умножения стоимости 1 т машины на массу ее. Стоимость транспортирования дробилок и монтажных работ в карьере исчисляется в размерах 15 и 8% от стоимо- сти машин. Стоимость фундамента для стационар- ных карьерных установок рассчитывается из усло- вия равенства массы его тройной массе устанавли- ваемой дробилки и последующего перемножения массы фундамента на стоимость 1 т металлокон- струкций.

Приведенные удельные затраты ($C_{уд}$) получаю- тся делением годовых приведенных затрат на коли- чество переработанной за год горной массы:

$$C_{уд} = \frac{A}{Q_r}.$$

С учетом формул для расчета отдельных со- ставляющих получена экономико-математическая модель приведенных удельных затрат:

$$C_{уд} = \frac{C_a + C_{эл} + C_3 + n_r m C_{л} + n_r K_m R_m C_{опл} + E_n K}{Q(N - n_r K_0)}. \quad (1)$$

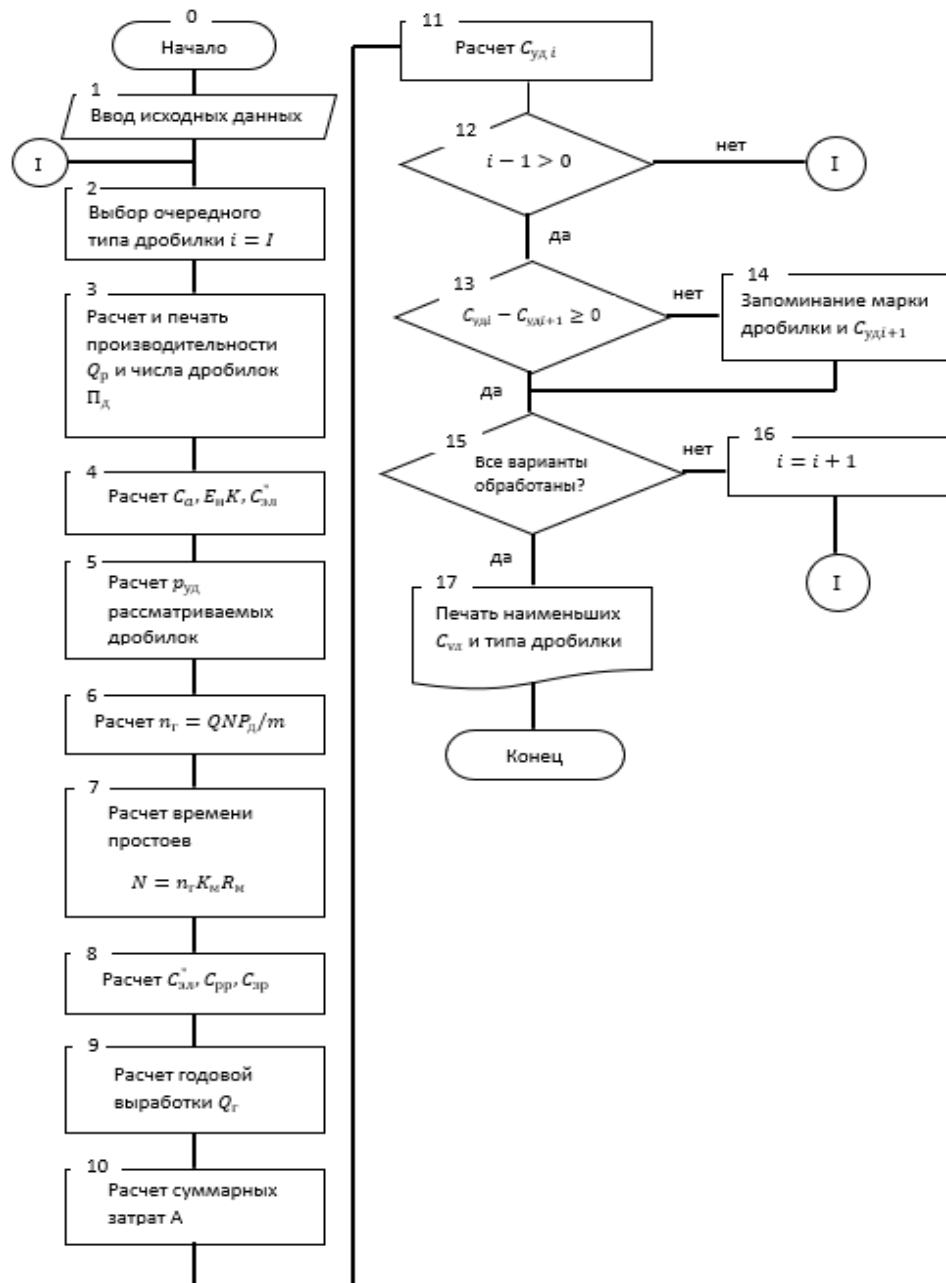


Рис. 4. Блок-схема выбора дробильного оборудования

Fig. 4. Flowchart for selecting crushing equipment

Выбор дробильного оборудования при проектировании технологических схем определяется, в основном, условиями эксплуатации: размером максимального куска, поступающего в дробилку, производительностью дробилки при заданной ширине выходной щели. Указанными условиями часто допускается применение в одинаковых условиях дробилок разных типов и размеров. Для экологически обоснованного выбора дробильного оборудования нами предложено сравнивать приведенные удельные затраты на дробление среди машин этой группы. Решение этой задачи возможно с использованием предложенной экономико-математической модели (1).

Выбор дробильного оборудования относится к оптимизационным задачам, которые могут быть

решены методом последовательного перебора вариантов. В связи с тем, что количество варьируемых исходных данных значительно, целесообразно решать эту задачу с помощью электронно-вычислительных машин, например программы MS Excel.

Принципиальная блок-схема выбора дробильного оборудования приведена на рис 4.

Основными исходными данными являются годовая производственная мощность схемы, физико-механические свойства перерабатываемого материала (пределы прочности при сжатии и растяжении, насыпная масса), параметры дробилок и справочные величины, необходимые для расчета.

Во втором блоке выбирается первый, (а в последующем - очередной) из рассматриваемых типов дробилок.

Содержание третьего блока сводится к выбору сравниваемых вариантов: определению типов и количества дробилок в рассматриваемой схеме. Для этого рассчитывается производительность Q_p дробилки по рекомендуемым в литературе формулам. При выборе расчетного значения Q_p производительности необходимо учитывать условия эксплуатации дробилки: например, в схемах последовательно расположенных аппаратов должно выполняться условие:

$$Q_p \leq Q_{min}$$

где Q_{min} - минимальная пропускная способность аппарата, входящего в рассматриваемую схему.

Пропускная способность Q'_p дробильных узлов с предварительным грохочением исходной горной массы складывается из производительности грохота по подрешетному продукту $Q_{гр}$ и производительности дробилки Q_p :

$$Q'_p = Q_{гр} + Q_p$$

В общем случае расчет количества параллельно установленных дробилок, обеспечивающих заданную производительность, осуществляется по формуле:

$$n_d = \frac{Q_{пр}}{Q_p} K_p,$$

где n_d - потребное количество дробилок;

$Q_{пр}$ - производительность рассматриваемой схемы;

Q_p - производительность дробилки (узла);

K_p - коэффициент резерва использования машин.

Обсуждение результатов

Повышение эффективности дробильного оборудования является наиважнейшей научно-технической задачей, её решению посвящён ряд работ рассматривающих уменьшение энергопотребления [16, 17, 18], уменьшения плеча транспортирования путём перемещения дробильного оборудования в карьер [19], применением более износостойких материалов и изменения геометрии рабочих органов дробилок [20], совершенствование математического аппарата при конструировании дробильного оборудования [21]. Рассмотренная методика по мнению авторов настоящей работы может стать дополнением к уже имеющимся методикам оценки эффективности дробильного оборудования.

Вывод

Описанная методика применима только в том случае, когда дробление является конечной стадией производства продукции. При необходимости дальнейшей переработки следует учитывать зависимость приведенных удельных затрат от степени дробления на каждой из рассматриваемых стадий, а также связь степеней дробления в рассматриваемой и последующих стадиях.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Olaleye B.M. Influence of some rock strength properties on jaw crusher performance in granite quarry, Mining Science and Technology (China), Volume 20, Issue 2, 2010, Pages 204-208, ISSN 1674-5264, [https://doi.org/10.1016/S1674-5264\(09\)60185-X](https://doi.org/10.1016/S1674-5264(09)60185-X).

2. Zhang L.A., Li X., Yu. J. A review of fault prognostics in condition based maintenance // Proc. of SPIE. 2006. pp. 635-752. DOI: 10.1117/12.717514

3. Голиков Н.С., Тимофеев И.П. Результаты аналитических исследований дробилок со сложным движением щеки. Записки Горного института. 2008. Т. 178. С. 40-42.

4. Bengtsson M., Hulthén E., Evertsson C. M. Size and shape simulation in a tertiary crushing stage, a multi objective perspective // Minerals Engineering. 2015. vol. 77. pp. 72-77. DOI:10.1016/j.mineng.2015.02.015

5. Тарасенко А. А., Чижик Е. Ф., Взоров А.А., Настоящий В.А. Защитные футеровки и покрытия горно-обогатительного оборудования.— М.: Недра, 1985.— 208 с.

6. Андреев С. Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых : учебник / С. Е. Андреев, В. А. Перов, В. В. Зверевич. - 3-е изд., испр. и доп. - Москва : Недра, 1980. - 415 с.

7. Горелов Ю. В. Повышение эффективности эксплуатации конусных дробилок : автореферат дис. ... кандидата технических наук : 05.05.06. — Екатеринбург, 2000. — 23 с.

8. Juuso Terva, Veli-Tapani Kuokkala, Kati Valtonen, Pekka Siitonen, Effects of compression and sliding on the wear and energy consumption in mineral crushing, Wear, Volumes 398-399, 2018, Pages 116-126, ISSN 0043-1648, <https://doi.org/10.1016/j.wear.2017.12.004>. Heng A., Zhang S., Tan A. Rotating machinery prognostics: State of the art, challenges and opportunities // Mech. Systems and Signal Processing. 2008. vol. 23(3). pp. 724-739.

9. Heng A., Zhang S., Tan A. Rotating machinery prognostics: State of the art, challenges and opportunities. Mech. Systems and Signal Processing, 2008; 23(3): 724-739.

10. Польшин А.А., Тихонов А.А., Жучков М.Л., Рыжих Т.А. Изучение назначения, принципа действия и классификации конусных дробилок. Высокие технологии в строительном комплексе. 2021. № 1. С. 98-103.

11. Панфилова О. Р., Великанов В. С., Усов И. Г. Расчет ресурса деталей структурно-функциональных элементов горных машин // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. — 2018. — № 2. — С. 43-51. DOI:10.15372/FTPRPI20180206

12. Levchenko G. V., Plyuta V. L., Nesterenko A. M., Svistelnik O. Y., Sychkov A. B. Manufacturing-technology for cast inserts of new wear-resistant alloys for combined mill linings // Metallurgist.— 2013. — vol. 56. — no. 9-10. — pp. 748-752. DOI:10.1007/s11015-0110-20646-8

13. Ивахник В. Г., Польской А. В. Способ повышения износостойкости футеровок дробилок //

Горные науки и технологии. — 2013. — № 9. — С. 31-35.

14. Elattar H.M., Elminir H.K., Riad A.M. Prognostics: aliteraturereview // Complex & Intelligent Systems. 2016. no. 2 (2). pp. 125-154. DOI: 10.1007/s40747-016-0019-3

15. Чирков А.С. Расчет выхода продуктов дробления при эксплуатации щековых и роторных дробилок // Строительные материалы. - 2012. - № 9. - С. 55-57

16. Ibraeva, N.R., Lagunova, Yu.A. Diagnostic engineering of cone crusher drive based on neural networks [К ВОПРОСУ ДИАГНОСТИКИ ТЕХНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ ПРИВОДА КОНУСНОЙ ДРОБИЛКИ НА ОСНОВЕ НЕЙРОННЫХ СЕТЕЙ] (2021) Mining Informational and Analytical Bulletin, 2021 (1-11), pp. 162-170. https://www.scopus.com/inward/record.uri?eid=2-s2.0-85127961190&doi=10.25018%2f0236_1493_2021_11_1_0_162&partnerID=40&md5=ab3a3224604b4c4da7404f20c5bdab3a DOI: 10.25018/0236_1493_2021_11_1_0_162

17. Майоров С. А., Лагунова Ю. А. Достоинства и недостатки мобильных дробилок // Горное оборудование и электромеханика. 2019. № 3(143). С. 18–26. DOI: 10.26730/1816-4528-2019-3-18-26

18. Никитин А.Г. Перспективы развития энергосберегающих способов дробления хрупких материалов / Никитин А.Г., Фастыковский А.Р., Шабун М.Е., Курочкин Н.М., Баженов И.А. // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. - 2021. - Т. 64. - № 6. - С. 442-446. doi.org/10.17073/0368-0797-2021-6-442-446

19. Фаддеев Б.В., Чапурин Н.А. Дробильные установки на карьерах. – М.: Недра, 1981. – 168 с.

20. Титиевский Е.М., Русихин В.И. Повышение эксплуатационной надежности конусных дробилок на горно-обогатительных комбинатах. – М.: Недра, 1978. – 173 с.

21. Бардовский А.Д. Разработка принципов совершенствования измельчительного оборудования / Бардовский А.Д., Герасимова А.А., Бибииков П.Я. // Горный журнал. 2020. № 3. С. 56-59. DOI.10.17580/gzh.2020.03.10

© 2024 Автор. Эта статья доступна по лицензии Creative Commons «Attribution» («Атрибуция») 4.0 Всемирная (<https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>)

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Об авторах:

Бочкова Ксения Викторовна, аспирант, Уральский государственный горный университет (620144, Россия, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30), kbochkova5@gmail.com.

Потапов Валентин Яковлевич, проф., доктор техн. наук, Уральский государственный горный университет (620144, Россия, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30), ORCID: <http://orcid.org/0009-0003-0305-5349>, 2c1@inbox.ru.

Комиссаров Анатолий Павлович, проф., доктор техн. наук, Уральский государственный горный университет (620144, Россия, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30), ORCID: <http://orcid.org/0000-0003-4320-8111>, yu.lagunova@mail.ru.

Бочков Владимир Сергеевич, доцент, канд. техн. наук, Уральский государственный горный университет (620144, Россия, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30), ORCID: <http://orcid.org/0000-0001-6202-4903>, bochkof@list.ru

Потапов Владимир Валентинович, доцент, канд. техн. наук, Уральский государственный горный университет (620144, Россия, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30), ORCID: <http://orcid.org/0000-0003-4862-523X>, actusprimo@gmail.com

Заявленный вклад авторов:

Бочкова Ксения Викторовна — поиск материалов, написание текста статьи.

Потапов Валентин Яковлевич — научный менеджмент, написание текста статьи

Комиссаров Анатолий Павлович — генерация идеи исследования, постановка задачи исследования

Бочков Владимир Сергеевич — подготовка текста статьи, подготовка выводов, анализ результатов.

Потапов Владимир Валентинович – подготовка текста, оформление статьи.

Все авторы прочитали и одобрили окончательный вариант рукописи.

Kseniya V. Bochkova, Valentin Y. Potapov, Anatoliy P. Komissarov, Vladimir S. Bochkov, Vladimir V. Potapov

Ural State Mining University, Ekaterinburg

* for correspondence: bochkof@list.ru

INCREASING THE EFFICIENCY OF CRUSHING EQUIPMENT



Article info

Received:

01 November 2024

Accepted for publication:

15 November 2024

Accepted:

24 November 2024

Published:

12 December 2024

Keywords: crushing, unit costs, mathematical model, wear, working parts, rock, size, tensile strength, efficiency.

Abstract.

In the process of extracting solid minerals by open-pit mining, the key production operations are the processes of crushing and grinding raw materials. In order to increase the economic efficiency of mining enterprises that use crushing and grinding equipment, it is necessary to constantly improve the design and extend the service life of the main components of the equipment. The paper presents a methodology for evaluating the efficiency of crushing equipment use, which is based on the analysis of specific crushing costs. The relevance of applying methods for monitoring the efficiency of crushing equipment increases due to an increase in the volume of rock processing due to a decrease in the content of the useful component in the extracted ore. In this regard, a technique was developed that links the physical and mechanical properties of the rock being destroyed with the replacement period of the crusher's consumable elements. The development of this technique is due to the need to control the efficiency of using technological equipment, in this case, equipment for crushing grain. The introduction of efficiency assessment methods using automated systems will reduce the cost of electricity and consumables, as well as maintain the stability of the particle size. The economic and mathematical model of specific crushing costs was developed considering the operational experience of crushing equipment at various mining and processing plants in Russia. The developed method makes it possible to estimate with sufficient accuracy the economic efficiency of crushing equipment used in crushing and screening complexes or processing plants. When developing the methodology, the authors used a theoretical and practical approach, taking into account the actual practice of operating crushing equipment.

For citation: Bochkova K.V., Potapov V.Ya., Bochkov V.S., Potapov V.V. Increasing the efficiency of crushing equipment. Mining Equipment and Electromechanics, 2024; 6(176):15-25 (In Russ., abstract in Eng.). DOI: 10.26730/1816-4528-2024-6-15-25, EDN: DGTUXA

REFERENCES

1. Olaleyev B.M. Influence of some rock strength properties on jaw crusher performance in granite quarry, Mining Science and Technology (China), Volume 20, Issue 2, 2010, Pages 204-208, ISSN 1674-5264, [https://doi.org/10.1016/S1674-5264\(09\)60185-X](https://doi.org/10.1016/S1674-5264(09)60185-X).
2. Zhang L.A., Li X., Yu. J. A review of fault prognostics in condition based maintenance. Proc. of SPIE. 2006: 635-752. DOI: 10.1117/12.717514
3. Golikov N.S., Timofeev I.P. Analytical results of complex jaw crushers. Zapiski Gornogo instituta. 2008. Vol. 178. P. 40-42. [In Russ].
4. Bengtsson M., Hulthén E., Evertsson C. M. Size and shape simulation in a tertiary crushing stage, a multi objective perspective. Minerals Engineering. 2015; 77: 72-77. DOI:10.1016/j.mineng.2015.02.015
5. Tarasenko A.A., Chizhik Ye.F., Vzorov A.A., Nas-toyashchiy V.A. Protective Lining and Coatings of

Mining and Processing Equipment, Moscow, Nedra, 1985, 208 p. [In Russ].

6. Andreev S.E. Crushing, grinding and screening of useful minerals: textbook / S.E. Andreev, V.A. Perov, V.V. Zverevich. - 3rd ed., rev. and add. - Moscow: Nedra, 1980. - 415 p.

7. Gorelov Yu. V. Improving the efficiency of cone crushers operation : abstract of the dissertation of the candidate of technical sciences : 05.05.06. — Yekaterinburg, 2000. — 23 p. [In Russ].

8. Juuso Terva, Veli-Tapani Kuokkala, Kati Valtonen, Pekka Siitonen, Effects of compression and sliding on the wear and energy consumption in mineral crushing, Wear, Volumes 398-399, 2018, Pages 116-126, ISSN 0043-1648. <https://doi.org/10.1016/j.wear.2017.12.004>.

9. Heng A., Zhang S., Tan A. Rotating machinery prognostics: State of the art, challenges and opportuni-

ties. Mech. Systems and Signal Processing, 2008; 23(3): 724-739.

10. Pol'shin A.A., Tikhonov A.A., Zhuchkov M.L., Ryzhikh T.A. Study of the purpose, operating principle and classification of cone crushers. High technologies in the construction complex. 2021. No. 1. P. 98-103.

11. Panfilova O.R., Velikanov V.S., Usov I.G. et al. Calculation of parts life of structural and functional elements of mining machines. Physico-technical problems of minerals development. 2018;(2): 43-51. [In Russ]. DOI:10.15372/FTPRPI20180206

12. Levchenko G. V., Plyuta V. L., Nesterenko A. M., Svistelnik O. Y., Sychkov A. B. Manufacturing technology for cast inserts of new wear-resistant alloys for combined mill linings. Metallurgist, 2013; 56(9-10): 748-752. DOI:10.1007/s11015-0110-20646-8

13. Ivakhnik V. G., Polskoy A. V. Method of increasing wear resistance of crusher linings. Mining science and technology. 2013; (9): 31-35. [In Russ].

14. Elattar H.M., Elminir H.K., Riad A.M. Prognostics: a literature review. Complex & Intelligent Systems, 2016; 2 (2): 125-154. DOI: 10.1007/s40747-016-0019-3

15. Chirkov A. S. Calculation of the yield of crushing products during the operation of jaw and rotary crushers. - 2012. - № 9. - P. 55-57 [In Russ].

16. Ibraeva, N.R., Lagunova, Yu.A. Diagnostic engineering of cone crusher drive based on neural networks [К ВОПРОСУ ДИАГНОСТИКИ ТЕХНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ ПРИВОДА КОНУСНОЙ ДРОБИЛКИ НА ОСНОВЕ

НЕЙРОННЫХ СЕТЕЙ] (2021) Mining Informational and Analytical Bulletin, 2021 (1-11), pp. 162-170. https://www.scopus.com/inward/record.uri?eid=2-s2.0-85127961190&doi=10.25018%2f0236_1493_2021_11_1_0_162&partnerID=40&md5=ab3a3224604b4c4da7404f20c5bdab3a DOI: 10.25018/0236_1493_2021_111_0_162 [In Russ].

17. Maiorov S. A., Lagunova Iu. A. Advantages and disadvantages of mobile crushers. Gornoe oborudovanie i elektromekhanika = Mining Equipment and Electromechanics. 2019; 3(143): 18-26. Available from: doi: 10.26730/1816-4528-2019-3-18-26 [In Russ].

18. Nikitin A. G. Prospects for the development of energy-saving methods for crushing brittle materials / Nikitin A. G., Fastikovskiy A. R., Shabunov M. E., Kurochkin N. M., Bazhenov I. A. // Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedeniy. Ferrous metallurgy. - 2021. - T. 64. - № 6. - P. 442-446 [In Russ]. doi.org/10.17073/0368-0797-2021-6-442-446

19. Faddeev B.V., Chapurin N.A. Crushing plants at quarries. – M.: Nedra, 1981. – 168 p.

20. Titievskiy E.M., Rusikhin V.I. Improving the operational reliability of cone crushers at mining and processing plants. – M.: Nedra, 1978. – 173 p. [In Russ].

21. Bardovskiy A. D. Development of principles for improving shredding equipment / Bardovskiy A. D., Gerasimova

A. A., Bibikov P. Ya. // Mining Journal. 2020. No. 3. P. 56-59 [In Russ]. DOI.10.17580/gzh.2020.03.10

© 2024 The Author. This is an open access article under the CC BY license (<http://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>).

The authors declare no conflict of interest.

About the author:

Kseniya V. Bochkova, postgraduate student, Ural State Mining University (30 Kuibyshev str., Yekaterinburg, 620144, Russia), kbochkova5@gmail.com.

Valentin Y. Potapov, Professor, Dr. Sc. in Engineering, Ural State Mining University (620144, Russia, Yekaterinburg, Kuibyshev str., 30), ORCID: <http://orcid.org/0009-0003-0305-5349>, 2c1@inbox.ru.

Komissarov Anatoly Pavlovich, Professor, Dr. Sc. in Engineering, Ural State Mining University (620144, Russia, Yekaterinburg, Kuibyshev str., 30), ORCID: <http://orcid.org/0000-0003-4320-8111>, yu.lagunova@mail.ru.

Vladimir Sergeevich Bochkov, Associate Professor, C. Sc. in Engineering, Ural State Mining University (30 Kuibyshev str., Yekaterinburg, 620144, Russia), ORCID: <http://orcid.org/0000-0001-6202-4903>, bochkof@list.ru.

Vladimir V. Potapov, Associate Professor, C. Sc. in Engineering, Ural State Mining University (30 Kuibyshev str., Yekaterinburg, 620144, Russia), ORCID: <http://orcid.org/0000-0003-4862-523X>, actusprimo@gmail.com.

Contribution of the authors:

Kseniya V. Bochkova — search for materials, writing the text of the article.

Valentin Y. Potapov — scientific management, writing the text of the article

Anatoliy P. Komissarov — generation of the research idea, formulation of the research task

Vladimir S. Bochkov — preparation of the text of the article, preparation of conclusions, analysis of results.

Vladimir V. Potapov — preparation of the text, design of the article.

Authors have read and approved the final manuscript.

