

К вопросу полной выгрузки мелкодробленой рудной массы из бункера

Руда от рудников до обогатительной фабрики перевозится в 100-тонных думпкарах, разгружается в приемный бункер и, пройдя три стадии дробления, ленточными конвейерами подается в бункер главного корпуса ОФ-1. Из бункера мелкодробленая руда ленточными питателями с регулируемой скоростью поступает в мельницы первой стадии измельчения.

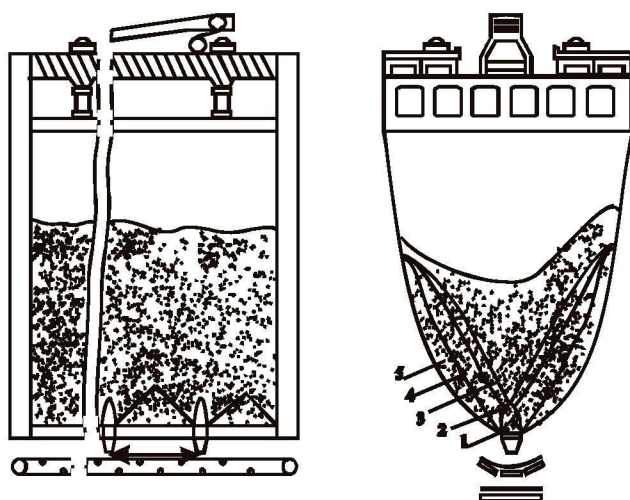
Наблюдение и статистика показывают, что из-за потери сыпучести рудной массы бункеры выгружаются не полностью, объем невыгруженной массы составляет 35-40 % (рисунок 1).

Из-за потерь времени на очистку бункера производительность мельниц первой стадии измельчения снижается на 10-30 %. Простои главного корпуса ОФ составляют 25-35 % планируемого времени. Общее время простоев в 2009 г. – 2 832 часа, в том числе из-за потери сыпучести мелкодробленой руды в бункере – 586 часов.

Ведущие ученые в области рудничного и карьерного транспорта – А.О. Спиваковский, И.Г. Штокман, Г.И. Солод, А.Н. Данияров и др. придавали первостепенное значение вопросам изыскания радикальных средств очистки горного оборудования от налипшего сыпучего материала и способов предотвращения налипания на поверхность горно-транспортного оборудования.

Существующие способы и средства предотвращения слеживаемости рудной массы в бункерах горно-обогатительного производства разнообразны и многочисленны, но в основном они разработаны для специальных угольных конвейеров и вагонеток.

Была поставлена задача создания способов и средств выпуска мелкодробленой медной руды на основе максимального учета взаимосвязей физико-механических характеристик рудной массы.



1 – выпускное отверстие; 2 – свод; 3 – верхний слой «зоны»; 4 – средний «слой» зоны; 5 – нижний слой «зоны»

Рисунок 1 – Образование «мертвых зон» в бункере

Установлено, что на сыпучесть рудной массы действуют силы внутреннего сцепления и силы взаимодействия сыпучего материала с рабочей поверхностью, которые в свою очередь зависят от гранулометрического состава руды a , влажности W , времени хранения T и давления P . Следовательно, потеря сыпучести является функцией, зависящей от этих факторов:

$$\tau = f(T, a, P, W \dots) \quad (1)$$

При действии сил внутреннего сцепления, в соответствии с законом Кулона, сопротивление рудной массы сдвигу можно выразить через коэффициент внутреннего трения f

$$\tau = \tau_0 + P \cdot \operatorname{tg} \beta = \tau_0 + P \cdot f, \quad (2)$$

где τ_0 – начальное сопротивление сдвигу, МПа;

β – угол трения, град.

Как видно из приведенного выражения (2), сдвигающее усилие определяется тангенсом угла β , выражающим отношение составляющих сил скатывания к силе, удерживающей горную массу на наклонной поверхности

$$\operatorname{tg} \beta = \frac{P_c \cdot \sin \beta}{P_c \cdot \cos \beta} = f. \quad (3)$$

Коэффициент внешнего трения зависит от состава материала, состояния поверхности и других факторов. Для рудной массы, по данным [1] К.В. Алферова, его величина колеблется от 0,7 до 1,4. Известно также, что на величину f существенное влияние оказывает влажность материала и гранулометрический состав a , установлено, что увеличение влажности W и измельченность материала до некоторого предела способствуют увеличению коэффициента трения f .

Здесь можно выделить три фазы состояния рудной массы:

- несвязанная сыпучая руда, при этом угол внутреннего трения φ меньше или равен углу естественного откоса $\varphi \leq \rho$;

- при частично связанной рудной массе угол внутреннего трения больше или равен углу естественного откоса $\varphi \geq \rho$;

- у связанной руды угол внутреннего трения больше или равен углу обрушения $\varphi \geq \rho_0$.

Поскольку силы взаимодействия рудной массы и рабочей поверхности тесно связаны с коэффициентом трения скольжения, то последнее можно выразить через коэффициент внутреннего трения

$$\operatorname{tg} \beta = f = \operatorname{tg} \varphi + \tau_0. \quad (4)$$

После преобразований получили следующую формулу:

$$f = \frac{\tau - \tau_0}{\sigma} + \tau_0. \quad (5)$$

Угол скольжения β связанной мелкодробленой рудной массы меньше угла естественного откоса и

если $f = 0,7$, то $\beta = (25...35)^\circ$. Для частично связанной руды $\beta = (40...45)^\circ$, связанная рудная масса характеризуется углом β , равным $(45...60)^\circ$ при коэффициенте трения $f = 1,4$.

Сыпучесть рудной массы зависит как от φ , так и от β .

После определения экстремальных значений коэффициента трения был установлен предельный угол наклона бортов бункера β , обеспечивающий движение рудной массы по наклонной поверхности.

Поскольку аналитическим путем, так же как и в реальных условиях, выявить влияние каждого фактора на этот процесс невозможно, нами были проведены экспериментальные исследования на модели бункера.

Исследования физико-механических свойства мелкодробленой руды проводились с помощью трибометра по методике Зенкова [2] (рис. 2). Здесь были проведены исследования взаимосвязи характеристик сыпучести мелкодробленой руды: начального сопротивления сдвигу и угла внутреннего трения с гранулометрическим составом, влажностью, давлением и временем хранения. Экспериментальные исследования по намеченной программе проводились на специальном стенде – трибометре, позволяющем имитировать процесс хранения мелкодробленой руды в бункере.

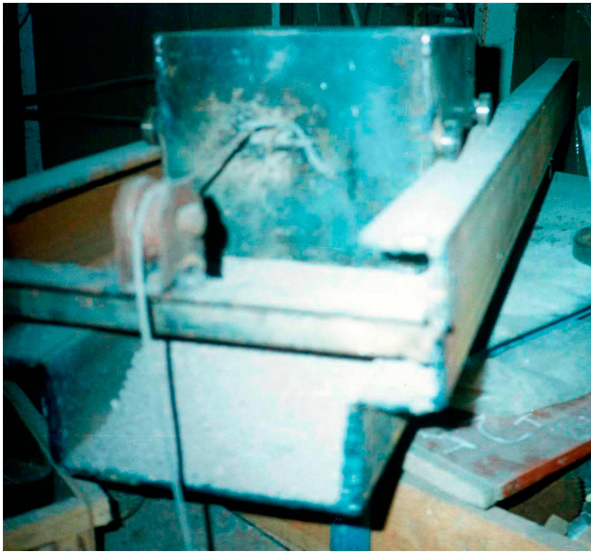


Рисунок 2 – Изображение экспериментальной установки – трибометра

Модель бункера была изготовлена в масштабе 1:20 согласно коэффициенту геометрического подобия C_L .

При проведении экспериментальных исследований изменялись влажность и время нахождения руды в бункере. Определение влажности и содержания глинистых примесей связано с физическим воздействием на порцию груза (высушиванием и промывкой).

Диапазон варьирования влажности от 0-15 %, гранулометрический состав представлен в основном фракциями от 0,5 мм до 5 мм, время хранения от 0 до 30 часов.

В целях получения достоверных результатов эксперимента минимальное количество опытов и обра-

ботка их результатов определялись статистическим путем, исходя из величины коэффициента вариации и доверительной вероятности, равного 0,9.

Планирование экспериментальных исследований и обработка результатов осуществлялись с помощью методики М.М. Протодяконова для многофакторного эксперимента с использованием программы статистической обработки результатов многофакторного эксперимента.

В результате экспериментальных исследований получены зависимости. Здесь видно, что наибольшее начальное сопротивление получено при следующих условиях: влажности $W = 12\%$, гранулометрическом составе 0,5 мм – 1 мм, времени $T > 24$ часов.

На основании эмпирических зависимостей получены аналитические уравнения.

Процент невыгрузившейся рудной массы составил 40-45 %.

Для достижения полной разгрузки бункера и обеспечения ритмичной работы оборудования обогатительной фабрики был разработан оптимальный режим эксплуатации, который заключается в следующем.

Бункер необходимо разгружать через одно выпускное отверстие, а не через два или три, как это делается сейчас. После того как выпустили мелкодробленую руду через первое отверстие, последовательно выпускается руда через второе и так до тех пор, пока не выгрузится вся секция из пяти выпусков. Пропускная способность одного выпускного отверстия $Q_o = 200 \text{ м}^3/\text{час}$, что значительно больше необходимой $Q_m = 65 \text{ м}^3/\text{час}$. Это говорит о том, что питание мельницы первой стадии измельчения можно обеспечить, выпуская мелкодробленую руду через одно выпускное отверстие. Выгрузить эту часть бункера можно через время t .

В то время, когда последовательно разгружаются выпускные отверстия, необходимо последовательно загружать часть секции бункера над освободившимися выпускными отверстиями.

Таким образом, повторно первое выпускное отверстие будет разгружаться через время t_c . Это время полной разгрузки бункера главного корпуса обогатительной фабрики № 1 на одну мельницу. Время же полной загрузки бункера при достигнутой производительности дробильного корпуса КД-1 ($Q_k = 1000 \text{ м}^3/\text{час}$) будет равно

$$t_3 = \frac{M_c}{Q_k} = \frac{2000}{1000} = 2 \text{ час},$$

где Q_k – производительность дробильного корпуса;

M_c – масса мелкодробленой руды в одной секции.

То есть через каждые 30,5 часа бункер будет разгружаться полностью при поочередно работающих выпускных отверстиях. При этом дробильный корпус при любых обстоятельствах будет успевать загрузить бункер.

Как показывают исследования, коэффициент использования $K_{ис}$ выпускных отверстий различен, например $K_{ис}$ первого и третьего выпускных отверстий равны соответственно $K_{ис1} = 0,9$ и $K_{ис3} = 0,8$, когда $K_{ис}$ у остальных меньше 0,3 (лист 9).

Это мероприятие позволяет существенно улучшить разгрузку бункера. Однако даже при этом образуются так называемые «мертвые зоны». Поэтому для обеспечения полной разгрузки бункера предлагается использовать дополнительные борта-рассекатели, которые исключают образование «мертвых зон» в бункере.

Таким образом, установлено, что физико-механические свойства мелкодробленой руды, а именно влажность, гранулометрический состав, и конструктивные параметры параболических бункеров являются определяющими факторами потери сыпучести, зависящей от сил внутреннего сцепления и сил взаимодействия рудной массы с рабочей поверхностью.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Алферов К.В., Зенков Р.Л. Бункерные установки. М.: Машиз, 1975. 264 с.
2. Зенков Р.Л., Ивашков И.И., Колобков Л.Н. Машины непрерывного транспорта. М.: Машиностроение, 1987. 332 с.

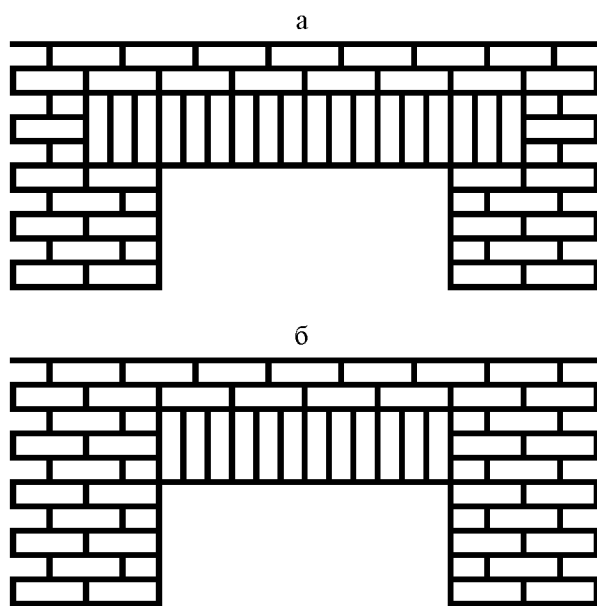
УДК 624.012.35/46(075)

НЭМЕН В.Н.,
ЛИТВИНЕНКО В.А.,
АДАМОВИЧ Д.О.,
ЗОЛОТОВСКОВ М.И.

Исследования армокирпичной перемычки

При возведении стен зданий из кирпича возникает необходимость устройства перемычек над оконными и дверными проемами. В настоящее время для жилых и общественных зданий сборные железобетонные перемычки практически вышли из употребления. Применение рядовых кирпичных перемычек по месту требует либо сооружения опалубки с укладкой стальной арматуры против выпадения кирпичей нижнего ряда, либо применения несъемной опалубки из профильного металла.

Нами разработана и описана [1] конструкция армокирпичной перемычки, позволяющая создать иную выразительность кирпичной стены у оконного (дверного) проема без использования опалубки (рисунок 1). Конструкция получила заключение о выдаче инновационного патента от 10.03.2010 г.



а – перемычка заведена в кладку стены;

б – в кладку стены заведена лишь арматура

Рисунок 1 – Фрагменты стены с армокирпичными перемычками

Такого решения удалось достичь за счет применения дырчатых кирпичей, через сквозные отверстия которых пропускались арматурные стержни. Кроме того, для повышения прочности конструкции по наклонным сечениям в растворные швы закладывались проволоочные хомуты.

На рисунке 2 представлена наружная армокирпичная перемычка, запроектированная для перекрытия оконного проема шириной 1300 мм.

Рассматриваемая армокирпичная перемычка прямых аналогов в литературе не имеет. В связи с этим имеющаяся нормативная литература [2, 3] не содержит необходимых примеров расчета. Поэтому основными литературными источниками для расчёта были приняты [4, 5] с использованием в необходимых случаях рекомендаций норм.

Марка кирпича, по данным лаборатории ТОО «Центргеоаналит», составила 175 кгс/см². Прочность цементно-песчаного раствора – 50 кг/см², определялась в лаборатории кафедры ТСМИ КарГТУ.

Для изготовления перемычки использовали кирпич иранского производства марки 175 со сквозными вертикальными отверстиями диаметром 32 мм. Здесь можно отметить, что для таких перемычек пригодны любые кирпичи и камни со сквозными вертикальными отверстиями диаметром 16 мм и более. В то же время, очевидно, что достаточность сцепления арматуры с растворными швами и ее анкеровка на опорах должны проверяться в каждом отдельном случае.

Продольная арматура диаметром 12 мм класса А-III пронизывает предполагаемую растянутую и сжатую зону. По концам стержни имеют резьбу длиной 60 мм для крепления их к поддону гайками М14 при изготовлении перемычки. Опыт изготовления показал, что нарезка резьбы, возможно, не является обязательной. Поперечная арматура (хомуты) выполнены из стальной низкоуглеродистой проволоки диаметром 1,5 мм.

Прочность каменной кладки на сжатие в специальных экспериментах не проверялась, а расчетные величины приняты по СНиП II-22-81[2]: расчётное