УДК 622.271.3

С.И.ФОМИН, *д-р техн. наук, профессор, fominsi@mail.ru*
А.А.ФАУЛЬ, *аспирант, alixandelli@mail.ru*
А.И.ПОНОМАРЁВ, *аспирант*
Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет)

S.I.FOMIN, *Dr. in eng. sc., professor, fominsi@mail.ru*
A.A.FAUL, *post-graduate student, alixandelli@mail.ru*
A.I.PONOMAREV, *post-graduate student*
Saint Petersburg State Mining Institute (Technical University)

ОЦЕНКА НАДЕЖНОСТИ РАБОТЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ С МОБИЛЬНЫМИ ДРОБИЛЬНЫМИ КОМПЛЕКСАМИ

Горно-транспортное оборудование в технологических схемах с применением мобильного дробильного оборудования представляет собой сложную горно-техническую систему с последовательным и параллельным соединением отдельных технологических элементов. Надежность системы определяется на основе надежности ее составных элементов.

Ключевые слова: надежность, грузопоток, карьер, месторождение, мобильный дробильный комплекс, коэффициент готовности, производительность, технологический комплекс.

OPEN CAST TECHNOLOGICAL SYSTEM WITH IN-PIT FULLY MOBILE CRUSHING RELIABILITY AVALUATION

The mining-transport equipment in technological schemes with application of the mobile crushing equipment represents difficult mining system with consecutive and parallel connection of separate technological elements. Reliability of system is defined on the basis of reliability of its components.

Key words: reliability, traffic density, open cast mining, deposit, mobile primary crushers, coefficient of availability, productivity, technological system.

В соответствии с технологией горных работ комплекс оборудования обслуживает одну технологическую линию (грузопоток), т.е. его звенья соединяются последовательно. Число звеньев механизации в комплексах может отличаться или быть равным числу технологических процессов. В свою очередь каждому звену механизации может придаваться определенная структура, зависящая от числа машин в звене, которое определяют таким образом, чтобы обеспечить выполнение планируемых объемов работ с необходимой надежностью. Цепочка последовательно взаимодействующих машин каждого звена механизации является структурной линией (при остановке любой машины прекращает работу вся линия). При наличии нескольких структурных линий они могут не соединяться между собой, т.е. быть параллельными, соединяться, т.е. быть параллельно-последовательными. Параллельная структура характеризуется тем, что каждая единица оборудования является отдельной структурной линией и остановка даже нескольких машин на разных технологических процессах не влечет за собой остановку линий, а только уменьшает производительность звена.

Способ взаимодействия двух последовательных звеньев механизации определяет-

ся наличием или отсутствием между ними промежуточного запаса (резерва) горной массы, которая находится в состоянии готовности для выполнения следующего технологического процесса. Непосредственный способ взаимодействия (при отсутствии склада) обуславливает жесткую взаимосвязь работы оборудования смежных звеньев. Коэффициент готовности характеризует вероятность того, что оборудование будет находиться в работоспособном состоянии в произвольный момент времени, кроме планируемых периодов, в течение которых применение оборудования по назначению не предусматривается. Под надежностью понимается свойство системы выполнять заданные функции, сохраняя свои эксплуатационные показатели в заданных пределах в течение требуемого промежутка времени или требуемой выработки.

Резервирование горного оборудования и создание резерва в опережении уступов позволяет достичь значительной величины надежности работы карьера.

Для таких звеньев карьера, как смежные уступы, а также вскрышные и добычные работы, резервирование оборудования невозможно из-за большого их количества. Резервирование оборудования эффективно при повышении надежности производственных процессов. Горно-техническая система – карьер является системой со смешанным соединением звеньев, надежность которой определяется, как средневзвешенная величина, и состоит из подсистем вскрышных и добычных работ, имеющих самостоятельные цели и задачи, направленные на выполнение единой функции – добычи полезного ископаемого. Резерв готовых к выемке запасов на каждом горизонте позволяет вести горные работы независимо от вышележащего горизонта в течение некоторого промежутка времени.

Коэффициент готовности технологической цепи

$$k_{\text{г}i} = \frac{\sum_{i=1}^{n} t_{pi}}{\sum_{i=1}^{n} t_{pi} + \sum_{i=1}^{n} t_{\text{п}i}}, \qquad (1)$$

где t_{pi} – время исправной работы технологической цепи i-го уступа; $t_{\text{п}i}$ – время вынужденного простоя технологической цепи i-го уступа; n – количество простоев технологической цепи i-го уступа за рассматриваемый промежуток времени.

Коэффициент готовности технологической цепи соответствует надежности работы для верхнего рабочего горизонта, а для других горизонтов надежность их работы зависит не только от коэффициента готовности уступов, но и от запаса между ними, характеризует вероятность работоспособности горно-технической системы – карьер в произвольно выбранный момент времени, определяет готовность этой системы к работе и позволяет оценивать эксплуатационные качества системы.

Надежность работы добычных уступов (подсистемы добычных работ) в течение года, с учетом надежности работы подсистемы вскрышных работ*,

$$P_{\text{пр}} = k_{\text{пр}}\left[P_{\text{пв}}\prod_{1}^{n-1}k_{i\text{р}} + \frac{\Delta B_{\text{ор}}L_{\text{ор}}h_{\text{ор}}}{m_{\text{ор}}Q_{\text{эор}}}\prod_{1}^{n-1}k_{i\text{р}} + \frac{\Delta B_{i\text{р}}L_{i\text{р}}h_{i\text{р}}}{m_{i\text{р}}Q_{\text{эір}}}\prod_{2}^{n-1}k_{i\text{р}} + \ldots + \frac{\Delta B_{(n-2)\text{р}}L_{(n-2)\text{р}}h_{(n-2)p}}{m_{(n-2)p}Q_{\text{э}(n-2)p}}k_{(n-1)\text{р}} + \frac{\Delta B_{(n-1)\text{р}}L_{(n-1)\text{р}}h_{(n-1)\text{р}}}{m_{(n-1)\text{р}}Q_{\text{э}(n-1)\text{р}}}\right], \qquad (2)$$

где $P_{\text{пв}}$ надежность работы подсистемы вскрышных работ; $P_{i\text{р}}$ – надежность работы i-го добычного уступа, с учетом надежности работы вскрышного уступа, $i = 1, 2, 3, \ldots, n$; $m_{i\text{р}}$ – количество экскаваторов на i-м добычном горизонте, необходимое для выполнения годового объема работ; $m_{\text{ор}}$ – количество экскаваторов на верхнем добычном уступе; $L_{i\text{р}}$ – длина фронта работ на i-м добычном горизонте, м; $L_{\text{ор}}$ – длина фронта работ

* *Фомин С.И.* Производительность карьеров и спрос на минеральное сырье. СПб: Изд-во «Тема», 1999. 169 с.

Fomin S.I. Productivity of opencasts and demand for mineral raw materials. Saint Petersburg: Publishing «Tema», 1999. 169 p.

на верхнем добычном уступе, м; k_{ip} – коэффициент готовности i-го вскрышного уступа; ΔB_{ip} – ширина резервной полосы рабочей площадки i-го добычного уступа, м; ΔB_{op} – ширина резервной полосы рабочей площадки верхнего добычного уступа, м; h_{ip} – высота i-го добычного уступа, м; h_{op} – высота верхнего добычного уступа, м; $Q_{эiг}$ – эксплуатационная производительность экскаватора на i-м добычном уступе, м^3/год; $Q_{эор}$ – эксплуатационная производительность экскаватора на верхнем добычном уступе, м^3/год.

Надежность работы уступа определяется коэффициентом готовности технологической цепи на данном уступе, надежностью работы вышележащего уступа, а также величиной запаса (объем готовых к выемке запасов и опережение вскрыши) между этими уступами.

Для определения возможной производительности технологического комплекса карьера с мобильными дробильными комплексами при различном количестве элементов в системе используются следующие исходные данные:

• режим работы карьера;

• продолжительность текущего ремонта конвейерной линии;

• продолжительность текущего ремонта системы в целом;

• продолжительность ремонта ленты каждого конвейера в год, включая подготовку стыка и вулканизацию, при ежегодной замене 25 % длины ленты каждого конвейера (из расчета срока службы резинотросовых лент шириной 1200-2000 мм, равного 24000 ч);

• коэффициент готовности для стационарных ленточных конвейеров $k_г = 0{,}96$.

На основании исходных данных рассчитываются:

• Планируемая продолжительность работы карьера с учетом плановых (технологических) простоев

$$T_к = k_{ис}(N_г t - mp), \qquad (3)$$

где $k_{ис}$ – коэффициент использования рабочей смены; $N_г$ – количество рабочих дней в карьере за год; t – продолжительность рабочего дня, ч; m – количество массовых взрывов в течение года; p – продолжительность простоя карьера при производстве одного массового взрыва, ч.

• Вероятность пребывания конвейерной линии с n конвейерных ставов в работоспособном состоянии (при $k_г = 0{,}96$), по данным Гипроруды

$$P_п = \frac{1}{1+0{,}0417n}. \qquad (4)$$

• Продолжительность плановых простоев конвейерной линии

$$T_п = T_{тр} + T_{рл}, \qquad (5)$$

где $T_{тр}$ – затраты времени на текущий ремонт оборудования конвейера, ч/год,

$$T_{тр} = \frac{P_n T_к}{500+24} \cdot 24,$$

$T_{рл}$ – затраты времени на ремонт конвейерной ленты, $T_{рл} = 48n$, ч/год;

$$T_п = \frac{0{,}9893(N_г - 4)}{1+0{,}0417n} + 48n. \qquad (6)$$

• Продолжительность работы конвейерной линии с учетом надежности

$$T_{кл} = P_n T_к - T_п \qquad (7)$$

или

$$T_{кл} = \frac{20{,}6}{1+0{,}0417n}(N_г - 4) - 48n. \qquad (8)$$

• Продолжительность работы дробильно-конвейерного комплекса

$$T_{кс} = k_{гк}\left(T_к - T_п - k_{ис}T_д t - \frac{k_п t k_{ис} Ш_з ZL}{Q_т}\right), \qquad (9)$$

где $k_{гк}$ – коэффициент готовности комплекса; $k_{ис}$ коэффициент использования рабочей смены; Z – количество передвижек конвейера за год; L – общая длина конвейера, м; $Ш_з$ – ширина заходки отвалообразователя, м; $T_д$ – затраты времени на доводку оборудования, сут/год; t – продолжительность рабочего дня, ч; $Q_т$ – производительность турнодозера, используемого для передвижения конвейера, м^2/смену; $k_п$ – коэффициент, учитывающий дополнительные работы, связанные с передвижением и ремонтом оборудования.

Расчетная производительность технологической линии в зависимости от числа дробильно-перегрузочных комплексов

$$Q_т = \frac{T_{кс} Q_к N_{дпк}}{k_н}, \qquad (10)$$

где $Q_к$ – производительность одного дробильно-перегрузочного комплекса, т/ч; $N_{дпк}$ – количество дробильно-перегрузочных комплексов в схеме; $k_н$ – коэффициент неравномерности загрузки дробилок через бункер.

Коэффициент готовности комплекса

$$k_{гк} = \left[\sum_{i=1}^{n_c} \frac{1}{k_{гi}} - (n_c - 1)\right]^{-1} \qquad (11)$$

где $k_{гi}$ – коэффициент готовности i-й единицы оборудования, входящего в комплекс; n_c – количество единиц оборудования, входящего в комплекс.

Коэффициенты готовности оборудования, входящего в комплекс: передвижные дробильно-перегрузочные комплексы – 0,84; магистральный конвейер – 0,96; торцевой конвейер – 0,9; отвальный конвейер – 0,9; отвалообразователь – 0,95.

Коэффициент готовности комплекса по формуле (11) $k_{гк} = 0{,}663$.

Производительность входящих в технологическую линию элементов должна обладать оптимальной сочетаемостью, обеспечивающей конечную цель – формирование грузопотока заданной интенсивности для транспортирования горной массы конвейером. Пропускная способность дробильно-перегрузочных комплексов определяется производительностью системы питатель-дробилка и зависит от размеров площадки разгрузки на концентрационном горизонте, параметров системы бункер-питатель, типа и параметров технологического оборудования (дробилок, передаточного конвейера). При определении параметров дробильно-перегрузочного комплекса должно быть выдержано следующее соотношение:

$$M_{пр} > M_{бп} > M_{пд} > M_к,$$

где $M_{пр}$ – пропускная способность горизонта (площадки разгрузки), м^3/ч; $M_{бп}$ – пропускная способность системы бункер-питатель; $M_{пд}$ – пропускная способность системы питатель-дробилка; $M_к$ – пропускная способность передаточного конвейера.

Пропускная способность площадки разгрузки зависит от ее размеров и числа мест разгрузки у бункера. К основным параметрам, характеризующим работу бункерного устройства, относятся геометрический объем бункера, его пропускная способность, размеры выпускных отверстий. Объем бункера дробильно-перегрузочного комплекса, оснащенного питателем,

$$V_б = V_1 + V_2 + V_3,$$

где V_1 – объем, необходимый для приема горной массы из автосамосвалов, м^3; V_2 – объем, необходимый для содержания предохранительного слоя горной массы на питателе, м^3; V_3 – объем, необходимый для компенсации неравномерности прибытия автотранспорта на разгрузку, м^3

Объем бункера дробильно-перегрузочного комплекса

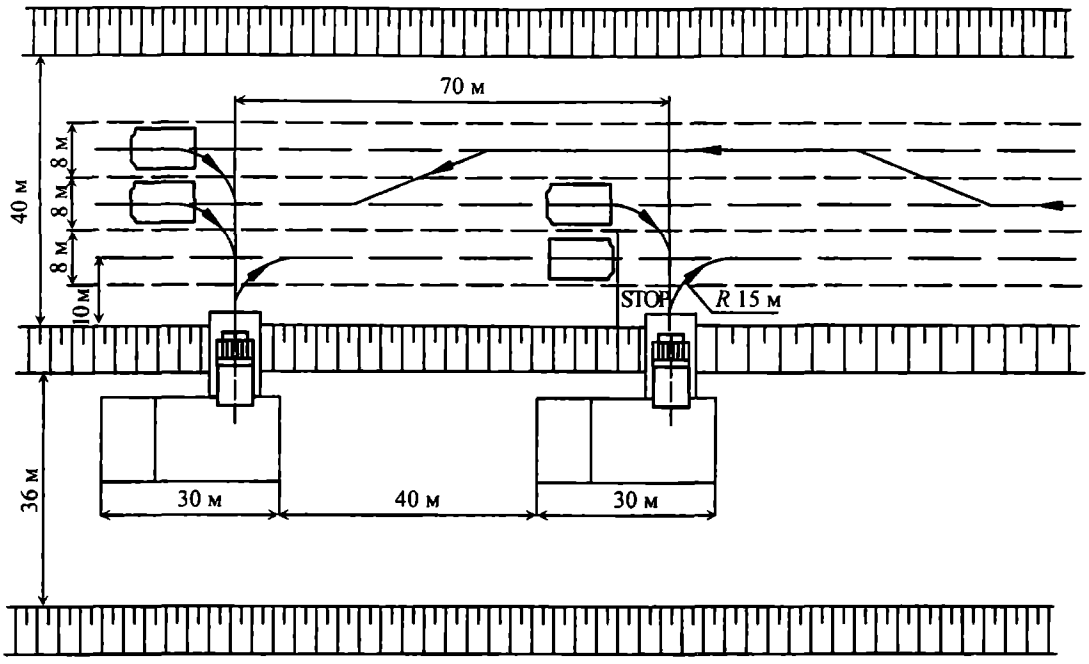
$$V_б = \frac{1{,}5\, q_а k_р}{\gamma k_н},$$

где $q_а$ – грузоподъемность автосамосвала, т; $k_р$ – коэффициент разрыхления горной массы; γ – плотность пород в целике, т/м^3; $k_н$ – коэффициент неравномерности подачи горной массы экскаваторно-автомобильным комплексом.

На рисунке представлена технологическая схема площадки разгрузки при размещении на горизонте дробильно-перегрузочных комплексов.

Емкость бункеров дробильно-перегрузочных комплексов (ДПК) зависит от грузоподъемности автосамосвалов:

Емкость бункеров ДПК, м^3	30-42	75-80	110-120	140-160	180
Грузоподъемность автосамосвалов, т	60	100	140	190	230



Технологическая схема площадки разгрузки при размещении на горизонте дробильно-перегрузочных комплексов

Эффективность применения схем с передвижными ДПК, уровень использования оборудования, производительность всей системы зависят от комплектности всех участвующих в технологическом процессе машин и механизмов. В типовой схеме отдельные машины и механизмы по производительности и параметрам должны быть строго увязаны, наиболее полно удовлетворять требованиям производственного процесса и обеспечивать высокие показатели их использования.

Работа выполнялась при финансовой поддержке Федерального агенства по науке и инновациям.