© С.И. Цатнев, С.О. Версилов, В.Н. Игнатов, Т.Ю. Горбаенко, 2008

УДК 622.272

С.И. Цатнев, С.О. Версилов, В.Н. Игнатов, Т.Ю. Горбаенко

О СОВЕРШЕНСТВОВАНИИ ТЕХНОЛОГИИ ВЫЕМКИ НАКЛОННЫХ РУДНЫХ ТЕЛ

Семинар № 15

Одним из существенных недостатков камерно-столбо-вой системы разработки является то, что горнорабочие должны вести работы непосредственно в очистном пространстве, где существует достаточно высокая вероятность их травмирования отслоившимися породами кровли. Для реального повышения безопасности необходимо изыскивать варианты, снижающие время пребывания горнорабочих в очистных камерах. Например, отработать часть запасов на открытую камеру, а запасы второй очереди погасить с обрушением и выпуском руды через дополнительно пройденные выработки.

Общий вид нового варианта камерно-столбовой системы разработки приведен на рисунке.

Технология подготовки и ведения очистной добычи следующая. В лежачем боку проходят блоковые восстающие *1*, штреки скреперования *2* и рудоспуски *3*. В рудном теле проходят дополнительные штреки скреперования *4*, которые сбиваются между собой междупанельными буровыми восстающими *5*. Часть рудного тела по падению между двумя дополнительными штреками скреперования образует очистную панель. Устье буровых восстающих оформляют для приема обрушенной руды.

В первую стадию отрабатываются запасы панели с оставлением междупанельных целиков *10*. Из восстающих *5* бурят скважины *7*, отбивают руду и доставляют ее силой взрыва к дополнительному штреку скреперования *4*. Руду доставляют на дополнительный штрек скреперования *4* и зачищают днище очистной камеры 6 скреперным ковшом *9*. По дополнительному штреку скреперования *4* руду доставляют скрепером (на рисунке не обозначено) к рудоспуску *3* и далее по блоковому восстающему *5* на погрузку в откаточные вагонетки.

Во второй стадии, дополнительные штреки скреперования *4* используют для обуривания рудных запасов скважинами *12*. Обрушенную руду, через выпускные воронки *11* доставляют на основные штреки скреперования *2* и далее транспортируют по блоковому восстающему. Принятое направление отбойки массива скважинами *12* относительно рудных целиков позволяет свести к минимуму потери за счет уменьшения разлета кусков руды в очистные камеры.

После отработки рудных запасов в первую и во вторую стадии остаются рудные целики *13*. Междукамерные целики *4*, остающиеся после второй стадии отработки являются естественными опорами кровли очистных камер. Целики *13* препятствуют

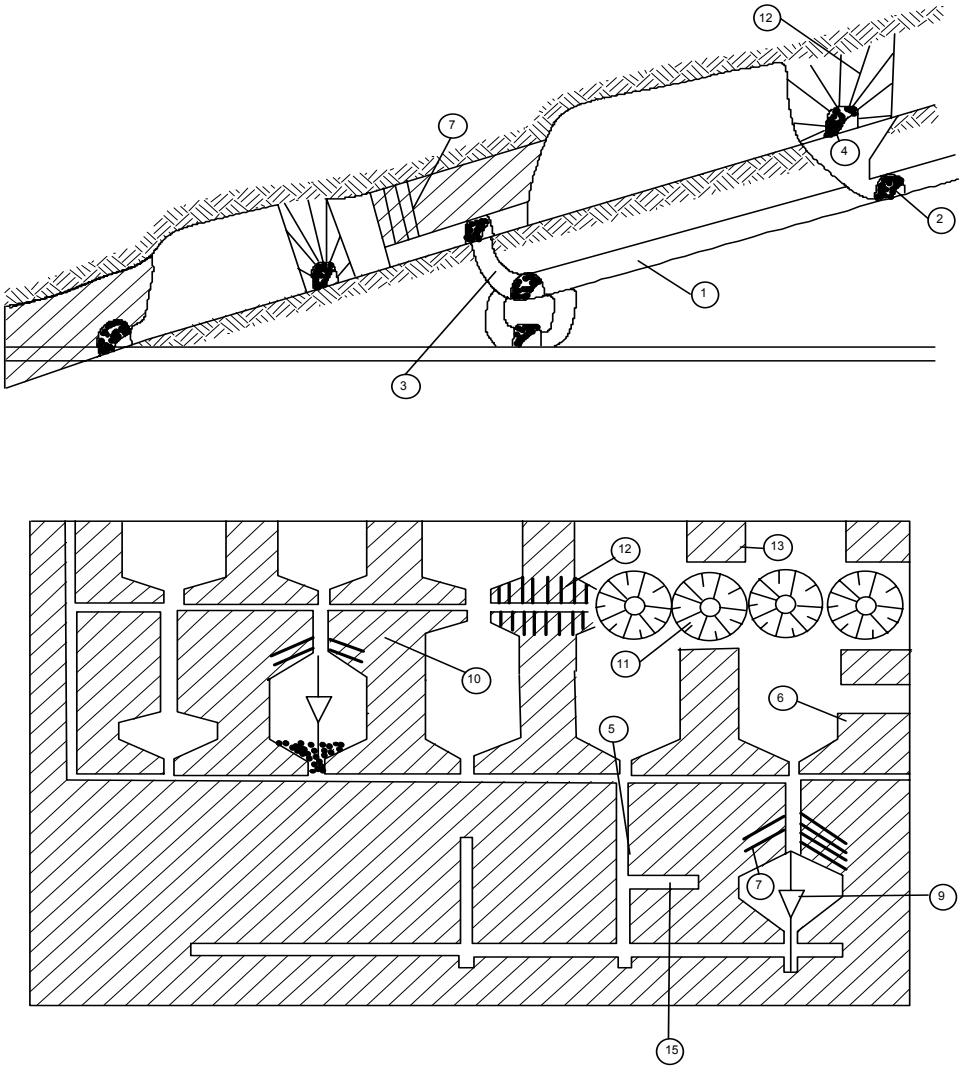

Рис. 1. Вариант камерно-столбовой системы разработки: *1* – блоковый восстающий, *2* – основной штрек скреперования, пройденный из блокового восстающего *1*, в породах лежачего бока; *3* – рудоспуск, пройденный из основного штрека скреперования *2* в рудное тело; *4* – дополнительный штрек скреперования, пройденный в рудном теле (на рисунках не обозначено); *5* – междупанельный буровой восстающий, пройденный в рудном теле из дополнительного штрека скреперования *4; 6* – отработанная камера, образующаяся на месте междупанельного бурового восстающего *5; 7* – скважины для обрушения и взрывной доставки руды, посредством которых междупанельные буровые восстающие *5* разделываются в отработанные камеры *6; 8* – обрушенная руда; *9* – скреперный ковш; *10* – междукамерный целик, образующийся между очистными камерами *6* после первой стадии отработки; *11* – выпускные воронки, восстановленные из основного штрека скреперования 2 после формирования очистных камер *6* и междупанельных целиков *10* на верхней и нижней панели относительно штрека скреперования *2; 12* – скважины для отработки запасов второй очереди (пробуриваются одновременно с формированием выпускных воронок *11*); *13* – междукамерный целик после второй стадии отработки

обрушению пород кровли очистных камер, снижая разубоживание.

Расстояние между массивными опорными целиками определяется по следующей формуле:

$$L_0 = \frac{18\delta\sqrt{\alpha_{мц}^5}}{c\eta\gamma l^2\sqrt{n}},$$

где δ - предел прочности рудных тел на одноосное сжатие; $d_{мц}$ – диаметр между рудных целиков; с – коэффициент высоты свода естественного обрушения горных пород основной кровли (0,6); η - коэффициент запаса прочности; γ - объемный вес пород основной кровли; l – пролет между осями междукамерных целиков; n – мощность рудного тела (высота массивного целика).

Из всех параметров формулы ярко выраженный вероятностный характер имеют δ и γ, значения которых могут существенно изменяться даже в пределах одной выемочной единицы.

Зависимость для розыгрыша (моделирования) промежуточных значений δ_i или γ_i имеет следующий вид:

$$x_i = 0.5\left(x_б - x_м\right) + \frac{x_б - x_м}{2.24}\cdot\xi,$$

где x_i – промежуточное (i-е) значение δ или γ; $x_б$, $x_м$ – соответственно, наибольшее и наименьшее значения δ или γ; ξ - нормально распределенная случайная величина (определяется по таблице или путем генерирования случайных величин).

В окончательном виде формула для определения расстояния между массивами опорными целиками с учетом вероятностного характера исходной информации выглядит следующим образом:

$$L_0 = \frac{18N_\delta^{-1}\sum_{i=1}^{N_\delta}\delta_i\sqrt{d_{мц}^5}}{1.8\underset{j=1_\gamma}{N^{-1}}\gamma_j l^2\sqrt{h}},$$

где N_δ - количество опытов (разыгрываний) δ; N_γ - количество опытов (разыгрываний) γ.

Промышленные испытания нового варианта камерно-столбовой системы разработки, которые проводились на Урупском руднике показали, что кроме снижения риска травмирования горнорабочих, были улучшены и технологические показатели. За счет снижения потерь руды в опорных целиках и при погашении запасов второй стадии, по сравнению с базовым вариантом общие потери руды по системе разработки были снижены с 20,8 % до 15,9 %.

За время отработки запасов и подготовке опытного блока в эксплуатацию не было зафиксировано ни одного случая производственного травматизма. Это было достигнуто при очистной выемке – за счет внедрения взрывной доставки руды, позволяющей исключить пребывание горнорабочих в зоне повышенного риска – очистной камере. ГИАБ

Коротко об авторах

Цатнев С.И., Версилов С.О., Игнатов В.Н., Горбаенко Т.Ю. – ЮРГТУ (НПИ).

Доклад рекомендован к опубликованию семинаром № 15 симпозиума «Неделя горняка-2008». Рецензент д-р техн. наук, проф. *Е.В. Кузьмин.*

© С.О. Версилов, В.Н. Игнатов, С.И. Цатнев, А.С. Руденко, 2008

УДК 622.272

С.О. Версилов, В.Н. Игнатов, С.И. Цатнев, А.С. Руденко

СХЕМА ФОРМИРОВАНИЯ ОПТИМАЛЬНЫХ РУДОПОТОКОВ УРУПСКОГО РУДНИКА

Семинар № 15

Совершенствование и оптимизация рудопотоков подземного рудника – один из наиболее действенных методов повышения эффективности работы предприятия.

На основе системного подхода и методик оценки технологии горных работ по этапам были составлены экономико-математические модели формирования оптимальных рудопотоков, технологии добычи и переработки разносортных руд (рисунок).

В общем виде такая модель представляет собой две или несколько ветвей технологической схемы разведки, добычи и переработки: одна для валовой выемки (базовый вариант), другие для ее усовершенствованных вариантов, а также для схем раздельной добычи и переработки руд разных сортов. Первая работа в этих новых моделях - это анализ запасов и их доразведка для выделения сортов руд, установления их размещения и определения объемов (доли того и другого сорта в общей добыче).

В наиболее общем случае, когда переход на раздельную добычу и переработку требует дополнительных капитальных затрат, например, на проходку и оборудование нового ствола или аккумулирующего рудоспуска, то экономия от этого (руб.) будет равна

$$Э = \sum_{t=1}^{t_p+t_c} П_{рt} - \sum_{t=1}^{t_p} П_{рдt} =$$

$$= \sum_{t=1}^{t_p} A_t (Ц_{дt} - C_{дt})(1+E)^{-t_p+1} -$$

$$- \sum_{t=1}^{t_c} K_t (1+E_t)^{t_c} -$$

$$- \sum_{t=1}^{t_p} A_{дt} (Ц_{дбt} - C_{дбt})(1+E)^{-t_p+1},$$

где t_c - срок выполнения дополнительных работ для перехода к раздельной выемке, лет; K_t - капиталовложения в t-й год, необходимые для выполнения дополнительных работ, руб/год; $E_{нt}$ - коэффициент, характеризующий процентную ставку за кредит для выполнения дополнительных работ в t-й год, доли ед.

Определив извлекаемую ценность добываемой рудной массы и соответствующие варианту затраты можно выбрать наиболее эффективный вариант производства и реализации продукции ГОКа. Подставляя в вышеприведенные формулы все необходимые показатели, можно решить практически все технико-экономичес-кие задачи выбора схем вскрытия и подготовки, систем разработки, сравнения вариантов раздельной и валовой добычи и переработки и про-

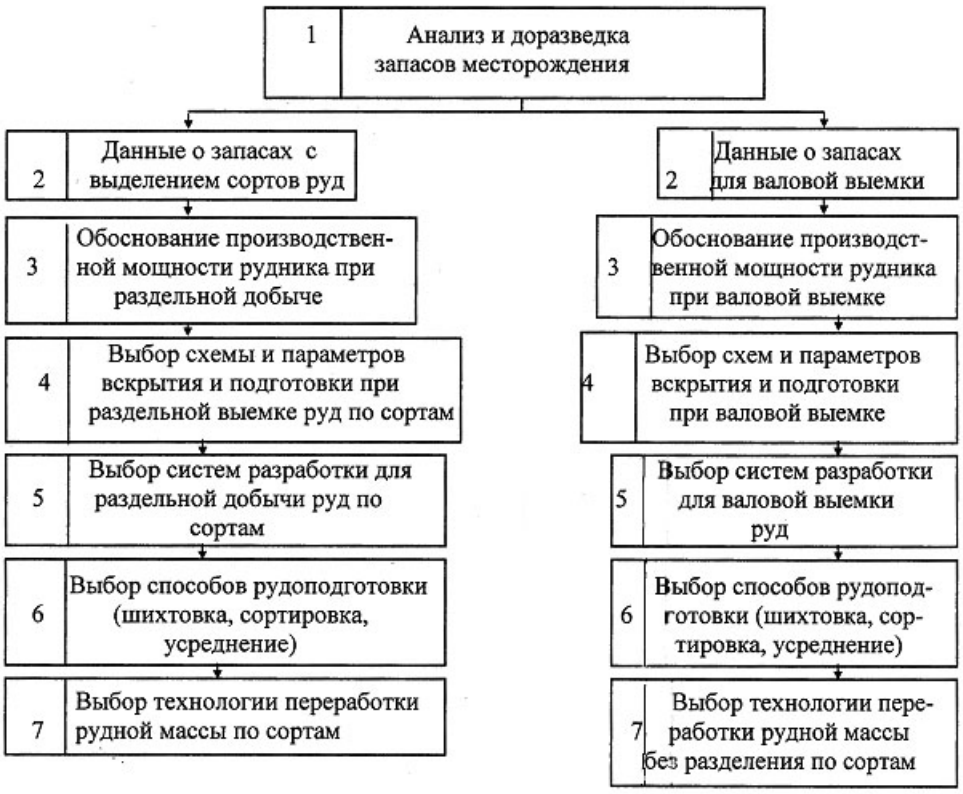

Схема комплексной оценки эффективности раздельной и валовой разработки месторождения

из-водства концентратов, экономической оценки применения различных способов сортировки, шихтовки и усреднения руд по качеству и многие другие. По данной блок-схеме на основе предложенных методик была составлена программа на языке Turbo Pascal 7.0, рассчитывающая эффективность предлагаемых вариантов

Расчеты показали, что на Урупском руднике целесообразно повысить качество добываемой рудной массы на основе изменения порядка отработки запасов путем вовлечения в эксплуатацию части запасов ниже 11-го горизонта с помощью уклонов или спиральных съездов и перехода от систем с обрушением на системы камерные и камерно-столбовые (возможно с закладкой первичных камер в будущие периоды), а также применив усреднение на рудных складах.

Анализ вскрытых запасов медных и медно-цинковых руд Урупского месторождения показал, что при валовой их выемке средне-квадратическое отклонение содержания меди от среднего равно 0,31 %. Если эти руды разделить на 2 сорта: медные и медно-цинковые, то средне-квадра-тическое отклонение содержания меди в первых рудах составит 0,251 % при среднем содержании 1,47 %, а во вторых, 0,225 % при среднем содержании меди 1,79 %. Поэтому благо-

даря разделению руды на два сорта может быть существенно повышено извлечение меди при обогащении. Было установлено, что при средне-квадратическом отклонении от среднего в 0,478 % извлечение меди составляло 82,07 %, а при отклонении до 0,236 % извлечение меди повышалось до 87,8 %. Благодаря разделению руд на два сорта, извлечение меди при обогащении увеличивается на 5 %. Кроме этого, может быть достигнуто достаточно высокое извлечение цинка из медно-цинковых руд.

Расчеты по вышеприведенной методике показывают, что, благодаря формированию оптимальных рудопотоков, разделению запасов Урупского месторождения на медные и медно-цинковые руды, изменению порядка отработки запасов, схемы их вскрытия и систем разработки имеется возможность увеличить производственную мощность предприятия в ценностном выражении в 1,2-1,25 раза. Кроме этого, соответственно в 1,2-1,25 раза уменьшится ущерб окружающей среде.

Применение на Урупском руднике вместо систем разработки с обрушением камерных и камерно-столбовых с закладкой первичных камер в будущие периоды позволяет в 1,5 раза повысить содержание металлов в добываемой рудной массе при улучшении стабилизации ее качества. Расчеты на основе такого методического подхода позволили также обосновать целесообразность шихтовки и усреднения по качеству концентратов цветных металлов на других предприятиях, (в частности Садонского СЦК), благодаря чему их средняя отпускная цена увеличилась в 1,19 раза с учетом затрат на перевозку. ГИАБ

Коротко об авторах

Версилов С.О., Игнатов В.Н., Цатнев С.И., Руденко А.С. – ЮРГТУ (НПИ).

Доклад рекомендован к опубликованию семинаром № 15 симпозиума «Неделя горняка-2008». Рецензент д-р техн. наук, проф. *Е.В. Кузьмин.*

ТЕКУЩАЯ ИНФОРМАЦИЯ О ЗАЩИТАХ ДИССЕРТАЦИЙ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И СМЕЖНЫМ ВОПРОСАМ

Автор	*Название работы*	*Специальность*	*Ученая степень*
ИНСТИТУТ УГЛЯ И УГЛЕХИМИИ СО РАН			
ЗАСТРЕЛОВ Денис Николаевич	Разработка способа моделирования траекторий развития предприятий угольного машиностроения	05.13.18	к.т.н.