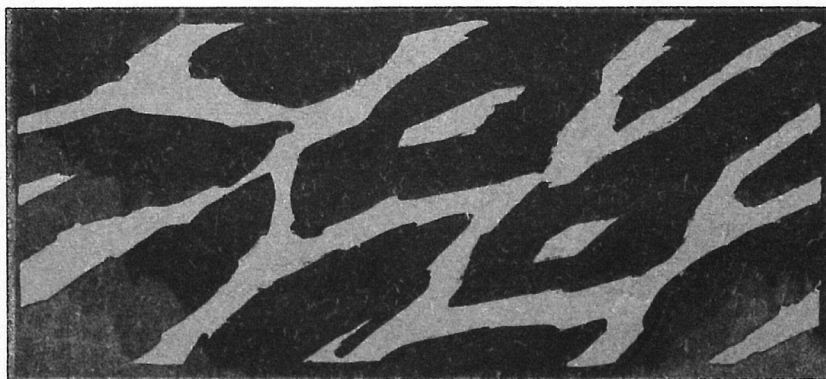


А. Ф. НАЗАРЧИК, Н. И. ПОПОВ



П О В Ы Ш Е Н И Е
Э Ф Ф Е К Т И В Н О С Т И
Р А З Р А Б О Т К И
Ж И Л Ь Н Ы Х
М Е С Т О Р О Ж Д Е Н И Й
С Е В Е Р О - В О С Т О К А

Магадан

1973

22546

А. Ф. НАЗАРЧИК,

■ Н. И. ПОПОВ

ПОВЫШЕНИЕ
ЭФФЕКТИВНОСТИ
РАЗРАБОТКИ
ЖИЛЬНЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ
СЕВЕРО-ВОСТОКА

■ Магаданское книжное издательство
1973

Назарчик А. Ф. и Попов Н. И.

Н 19 Повышение эффективности разработки жильных месторождений Северо-Востока. Магадан, Кн. изд-во, 1973.

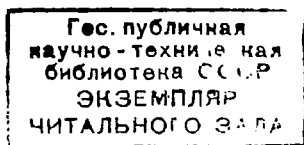
104 с. с илл. 3 000 экз. Список лит. с. 103.

В брошюре доктора технических наук А. Ф. Назарчика (Институт физики Земли имени О. Ю. Шмидта АН СССР) и кандидата технических наук Н. И. Попова (ВНИИ-1) обобщен опыт работы передовых рудников Северо-Востока СССР, рассматриваются возможности более эффективного использования техники при эксплуатации жильных месторождений в зоне вечной мерзлоты.

Книга рассчитана на инженерно-технических работников горнорудной промышленности, экономистов, работников проектных и научно-исследовательских организаций, а также может быть полезна учащимся горных вузов и техникумов.

Н 0374 — 006
М — 149(03) — 73 10—73

338:611



73-22546

24

2662

Спецредактор горный инженер Д. В. Груничев

■ ВВЕДЕНИЕ

В решениях XXIV съезда КПСС большое внимание уделено вопросам дальнейшего развития производительных сил Сибири, Дальнего Востока и Крайнего Северо-Востока СССР, в том числе всемерному развитию горнодобывающей промышленности.

На Северо-Востоке СССР создано большое современное многоотраслевое хозяйство, основой которого является горнодобывающая промышленность. Развитие этой промышленности в значительной степени связано с преодолением специфических горногеологических и экономических особенностей, которые, как правило, не свойственны горнопромышленным предприятиям центральных районов страны.

В общем комплексе работ по добыче цветных металлов важное место здесь занимает разработка жильных месторождений.

Горногеологические условия разработки месторождений жильного типа сложны. Они характеризуются многообразием морфологии рудных тел, переменными элементами залегания и неравномерным содержанием металла в руде, наличием частых тектонических нарушений, разнообразием физико-механических свойств руды и пород.

Кроме этого, эксплуатация месторождений осложняется значительной удаленностью их от промышленных центров страны, спецификой путей сообщения, а также суровыми климатическими условиями.

В книгах, посвященных разработке рудных месторождений, широко обобщается опыт разработки месторождений во многих районах нашей страны, однако в них мало приводится данных об особенностях разработки месторождений Северо-Востока.

Всесоюзным научно-исследовательским институтом золота и редких металлов (ВНИИ-1), лабораторией разработки жильных месторождений Института горного дела им. А. А. Скочинского, сектором физико-технических горных проблем Института физики Земли АН СССР и Ленинградским горным институтом им. Г. В. Плеханова в содружестве с инженерно-техническими работниками рудников Северо-Востока в течение последних лет

проведен ряд исследований, направленных на совершенствование техники и технологии разработки жильных месторождений.

Исследования были направлены на:

изыскание наиболее эффективных систем разработки месторождений,

улучшение конструктивных параметров систем, а также повышение интенсификации очистных работ и увеличение полноты выемки руд из недр.

На основании проведенных исследований в настоящей работе авторами ставится цель обобщить и систематизировать параметры систем разработки, проанализировать показатели их эффективности и дать практические рекомендации по повышению производительности труда и снижению потерь руды.

В книге обобщается опыт работы передовых рудников Северо-Востока СССР, рассматриваются возможности более эффективного использования техники при эксплуатации жильных месторождений.

Книга предназначена для инженерно-технических работников, ведущих разработку рудных месторождений в зоне вечной мерзлоты. Она может быть использована также при проектировании новых рудников и в технико-экономических расчетах.

ОСОБЕННОСТИ ВЕДЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ В ЗОНЕ ВЕЧНОЙ МЕРЗЛОТЫ

В комплекс природных условий, влияющих на эффективность разработки месторождений полезных ископаемых, обычно включают климат, наличие или отсутствие вечной мерзлоты, рельеф местности, геологическое строение месторождений и другие факторы, в той или иной мере оказывающие влияние на процесс производства и его экономические результаты.

Мерзлое состояние горных пород оказывает существенное влияние на выбор систем разработки, методы управления кровлей, безопасность работ, а также выбор средств механизации.

Мерзлое состояние породного массива может оказывать как положительное, так и отрицательное влияние на различные процессы горного производства, общий уровень безопасности и эффективность подземных работ.

К условиям, облегчающим подземную разработку рудных месторождений, можно отнести:

- повышенную несущую способность целиков и большую устойчивость обнажений мерзлых пород;

- отсутствие притока воды в горные выработки;

- низкую интенсивность окислительных процессов в выработках с отрицательной температурой воздуха и окружающего породного массива.

Условия, осложняющие работу рудников в зоне вечной мерзлоты, следующие:

- интенсивное пылеобразование при весьма низких температурах воздуха и пород в выработках;

- резкое снижение несущей способности и устойчивости пород при их сезонном (в летний период) оттаивании вокруг выработок;

- возможность оледенения выработок при проникновении в них поверхностных или подмерзлотных вод;

- возможность смерзания руды в очистном пространстве, в бункерах и транспортных сосудах в случае контакта с водой или теплым воздухом;

- сложность организации водоотлива.

В условиях мерзлого состояния пород, практически при любом их составе и строении, горные выработки шириной до 3—4 м успешно эксплуатируются без крепления даже при длительном сроке их службы в условиях отрицательных температур. Примером может служить ряд рудников Магаданской области, где пройденные выработки многие годы сохраняют устойчивость.

Периодическое повышение температуры рудничного воздуха до положительных значений (в летний период) и сезонное оттаивание мерзлых пород вокруг выработок приводит к резкому ухудшению условий их поддержания. В незакрепленных выработках даже при небольшой глубине оттаивания наблюдается заколообразование и отслаивание кровли и стенок выработок. Работать в таких условиях небезопасно.

Поддержание очистного пространства при разработке рудных месторождений также зависит от температуры пород и температуры проходящего по выработкам воздуха. Фиксируются случаи обрушения потолочных целиков в блоках верхних горизонтов при повышении температуры в летний период до положительных значений. При поступлении теплого воздуха в очистные блоки порой происходит интенсивное отслоение пород всяческого бока.

На рудниках Северо-Востока широкое распространение получила система разработки с магазинированием руды. Эта система является эффективной, однако в ряде случаев применение ее осложняется смерзанием отбитой руды в магазине, затрудняющим нормальный ее выпуск.

Отрицательная температура воздуха и пород исключает применение бурения шпуров и скважин с промывкой. Поэтому широкое распространение на рудниках Северо-Востока получили методы сухого пылеулавливания. Внедрение этих методов требует при бурении шпуров использования специальных буровых коронок, перфораторов и буровой стали, которые обеспечивали бы не только высокую эффективность пылеулавливания, но и повышали бы производительность труда бурильщика.

Последнее очень важно в связи с тем, что производительность труда рабочих на рудниках Северо-Востока хотя и находится на среднем уровне среди золото- и оловодобывающих предприятий Министерства цветной металлургии СССР, но значительно отстает от показателей производительности труда, достигнутых на передовых предприятиях с аналогичными горно-геологическими условиями.

Рудники Северо-Востока разрабатывают, как правило, месторождения с относительно более высоким содержанием металла, однако и при этом во многих случаях себестоимость конечной продукции на этих рудниках под влиянием удорожающих факторов оказывается выше, чем на предприятиях, разрабатывающих более бедные месторождения, но расположенных в южных, сравнительно обжитых районах страны.

В целях снижения влияния неблагоприятных факторов исключительно большое значение приобретает внедрение на рудниках высокопроизводительной техники, увеличение объемов добычи руды, применение наиболее совершенной организации труда, с одновременным использованием более совершенной технологии и высокопроизводительных систем разработки.

ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ, ПАРАМЕТРЫ И ПОКАЗАТЕЛИ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЯЕМЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

РУДНИК А. А-ское оловянно-вольфрамовое месторождение представлено жилами мощностью 0,2—3 м с углом падения от 35 до 90°. В пределах рудного поля месторождения насчитывается около 150 жил, которые разделены на три зоны: Водораздельную, Южную и Восточную. Эти зоны отличаются одна от другой пространственным расположением в пределах рудного поля, размерами и характером залегания. Рудные тела зон по простиранию и падению связаны многочисленными апофизами и представляют собой систему сложноветвящихся, сближенных, крутопадающих кварцевых жил. Морфология жил сложная: часты разветвления, пережимы и раздувы, встречаются участки кулисообразного строения и резкие изменения углов падения. По существу каждое рудное тело состоит из нескольких сложных жил, ветвящихся примерно в одной плоскости и связанных между собой апофизами.

Рудные тела массивной структуры на 90—95% состоят из крупнозернистого кварца. Жильный кварц рудных тел слабо трещиноват. Промышленную ценность представляют минералы вольфрамита и касситерита. Промышленные рудные минералы распределены в рудных телах весьма неравномерно. Вольфрамит и касситерит присутствуют в кварцевых жилах в виде вкрапленных кристаллов, их скоплений, гнезд и линзовидных прожилков.

Переход кварцевой жилы к вмещающим породам весьма резкий, что обусловлено совпадением их контактов с тектоническими нарушениями, зачастую подновленными постжильными подвижками. В результате контакты почти постоянно покрыты слоем глинки трения, мощность которого колеблется от 1—2 до 10—20 см. Благодаря такому характеру контактов жильная масса обычно легко отделяется от вмещающих пород.

Вмещающие породы месторождения, представленные ороговикованными сланцами и песчаниками, практически безрудны.

Коэффициент крепости* ороговикованных сланцев и песчаников — 14—16, а жильного кварца — 10—12. Объемный вес жильной массы — 2,75 т/м³, вмещающих пород — 2,6 т/м³.

При разработке месторождения на этом руднике применяется система с магазинированием руды. Горноподготови-

* Здесь и далее в книге коэффициент крепости будет даваться по шкале проф. М. М. Протождяконова.

тельные работы заключаются в проходке откаточных штреков сечением 4—4,5 м² и восстающих сечением 3,5 м². Нарезные работы состоят из проходки выпускных дучек сечением 1,6 м², подрезного штрека сечением 2,7 м² и ходков в очистной забой.

Особенно трудна выемка сложносетчатых жил. Такие жилы разрабатываются отдельными участками на общую мощность, включающую два, три и более рудных тел с прослойками междужилых ороговикovaných сланцев мощностью до 2 м. При мощности прослоек более 2 м сближенные жилы разрабатываются параллельными блоками. Если в процессе ведения очистной выемки рудное тело разветвляется по простиранию, то совместная выемка всех рудных тел производится до тех пор, пока толщина междужилых прослоек не достигнет двух метров, после чего жилы вынимают как самостоятельные рудные тела параллельно расположенными блоками (рис. 1).

Все это снижает интенсивность очистной выемки и вызывает необходимость держать в одновременной работе большое число блоков (двадцать—тридцать), в связи с чем увеличиваются эксплуатационные расходы на поддержание очистного пространства, затрудняется обслуживание и надзор.

Среднемесячная скорость очистной выемки составляет 8,2 м.

Сложная морфология рудных тел, изменчивость их по падению и простиранию затрудняют выдержку одинаковых параметров систем разработки. Длина блока колеблется от 30 до 90 м, а высота — от 38 до 62 м. Высота надштрекового целика составляет 3—5 м, потолочин — 4—6 м. Ширина междуканнерного целика 2—3 м. Расстояние между выпускными дучками 5—6 м.

Отбойка руды ведется шпуровым методом. Шпуры бурят восходящие, глубиной 1,7 м при ширине очистного пространства 0,8—1,5 м и 2—2,2 м — при ширине очистного пространства больше 1,6 м.

Расстояние между шпурами в ряду — 0,7—0,8 м, а между рядами — 0,5—0,6 м. Диаметр шпуров 42—44 мм.

Основные показатели работы рудника А приведены в табл. 1.

Показатели производительности труда на А-ском руднике заметно уступают показателям, достигнутым на передовых рудниках жильного типа: высокие разубоживание и расход основных материалов и энергии.

РУДНИК Б. Месторождение рудника сложено осадочными породами, представленными туфогенными сланцами, частично глинистыми сланцами и мелкогалечными конгломератами. В структурно-морфологическом отношении месторождение представляет собой рудную зону, приуроченную к мощной зоне разлома (до 600 м), которая в различной степени затронута минерализацией. В процессе минерализации образовались отдельные обогащенные участки, простирающиеся вдоль общей рудной

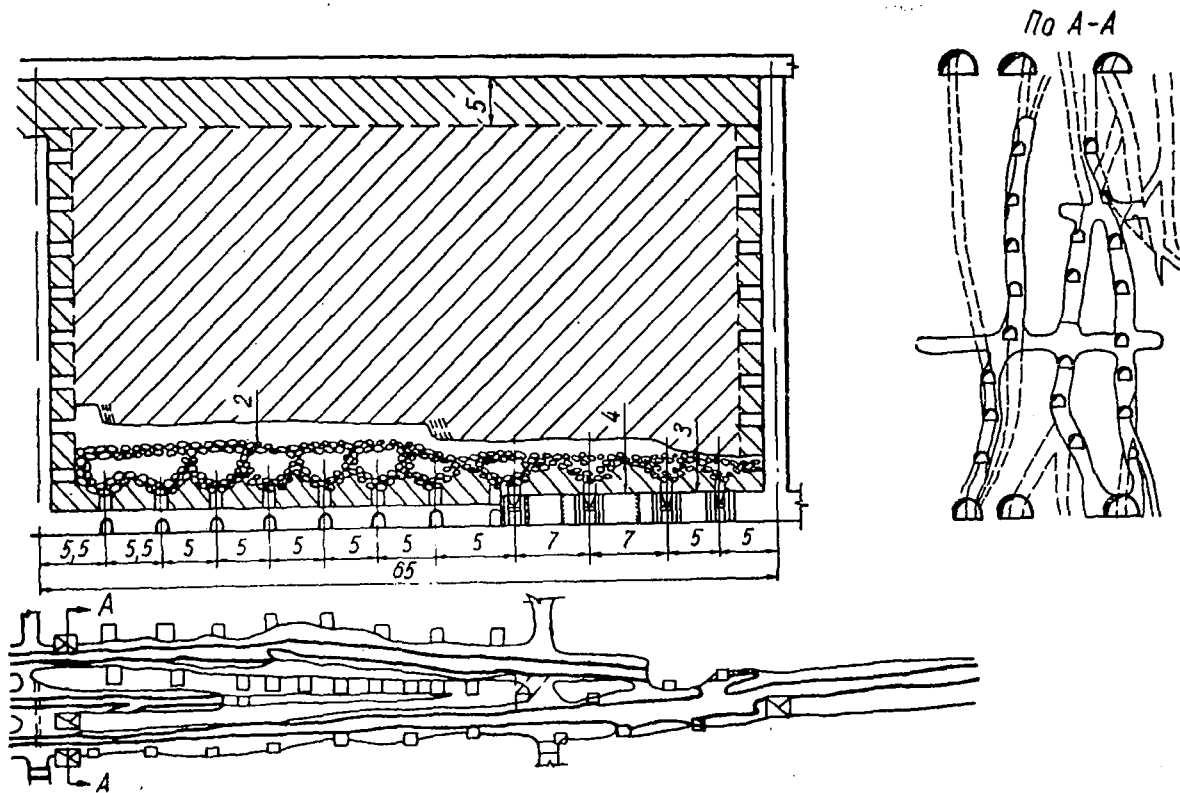


Рис. 1. Разработка сложносетчатых жил системой с магазинированием руды параллельными блоками (рудник А).

Основные показатели рудника «А»

Показатели	Ед. измерения	Величина показателей
Производительность труда:		
забойного рабочего	$m^3/смену$	3,92
подземного рабочего	»	1,18
рабочего по руднику	»	0,98
Разубоживание руды:		40,0
при отбойке	%	34,0
при выпуске	»	6,0
Потери руды	»	3,7
Ширина очистного пространства	м	1,25
Расход материалов:		
ВВ	$кг/м^3$	2,4
сжатый воздух	$м^3/м^3$	270,0
крепёжный лес	»	0,02
буровая сталь	$кг/м^3$	0,150
электроэнергия	$квт.-ч/м^3$	3,0

зоны и условно называемые рудными телами (зонами). Наиболее разведаны рудная зона 3 и так называемые параллельные рудные зоны 6/9, 7, 8—23, 13.

Рудная зона 3 имеет юго-западное падение под углом 70—75°. Мощность зоны до 20 м. По строению эта зона относится к сложному типу, кварцевый материал в ней образует жилы, линзы, сеть тонких прожилков. Параллельные рудные зоны 6/9, 8—23 и 13 падают на северо-восток под углом 70—80°, то есть расположены в висячем боку рудной зоны 3.

Для всех рудных зон месторождения характерно то, что контакты их с вмещающими породами не выражены четко и визуально их можно наблюдать в редких случаях. В связи с этим определение контактов и оконтуривание рудных зон производится по данным опробования.

По физико-механическим свойствам породы недостаточно устойчивы. Руда и вмещающие породы нарушены трещинами, образовавшимися в результате дорудных и послерудных тектонических нарушений.

Коэффициент крепости руды и вмещающих пород 10—12. Объемный вес руды $2,50 т/м^3$.

В зависимости от горногеологической характеристики рудных тел на руднике применяются системы разработки: с magazинированием руды, подэтажных штреков, подэтажного обрушения и этажно-камерная.

Система с magazинированием руды используется для разработки рудных тел мощностью до 4 м. Длина блока при этой системе колеблется от 50 до 90 м, высота — 40—50 м. Размеры целиков надштреков и потолочин устанавливают исходя из устойчивости руды. Подготовительные работы состоят из про-

ходки этажного штрека сечением 5—6 м² и фланговых восстающих сечением 1,8—3,0 м². Как правило, подготовительные выработки проводятся по руде. Для сообщения с камерой в междублоковых целиках через 5—6 м проходят ходки сечением 2,5—3,0 м². Нарезные работы заключаются в проведении подрезного штрека высотой 1,8—2,5 м, шириной, равной мощности рудного тела, и рудоспусков сечением 1,8—2,0 м².

Систему подэтажных штреков (рис. 2) применяют при разработке рудных тел мощностью более 4,0 м. Высота подэтажа принимается равной 6—8 м (при отбойке шпурами) и 8—10 м (при скважинной отбойке). Подготовка блока состоит в проходке этажных штреков и восстающих. При мощности рудных тел до 6 м отбитую руду выпускают на штрек скреперования; при большей мощности проходят орты скреперования.

Кроме того, для оконтуривания рудных тел, создания запасного выхода и проветривания выработок проходят и подэтажные орты. Нарезные работы заключаются в проведении подрезных штреков, дучек, подэтажных штреков и глухих заходок. Последние проходят через 4 м на всю мощность рудного тела. При мощности рудных тел до 8 м выпускные дучки располагаются в один ряд на расстоянии 6—8 м одна от другой, а при мощности более 8 м — в два ряда, с шахматным или парным расположением дучек. Из восстающих через каждые 8—10 м проходят подэтажные штреки сечением 4,0 м². Очистные работы начинают с проходки разрезной щели в середине блока. Одновременно подготавливают горизонт подсечки. Отбойку руды производят скважинами глубиной 4—7 м, диаметром 60—70 мм.

Систему подэтажного обрушения применяют при тех же условиях, что и систему подэтажных штреков. Длина блока 70—80 м, высота 40—50 м. Подготовка блока заключается в проходке этажного штрека и двух фланговых восстающих. Нарезные работы состоят из проведения опережающих восстающих, подрезного штрека, дучек и заходок (сбоек над дучками). На высоте 2,5—4,0 м от кровли подэтажного штрека проходят подрезной штрек сечением 4,0 м², а через 4 м по подэтажному штреку дучки. Над дучками проводятся (до контактов рудного тела) глухие заходки, из которых и начинают очистную выемку. Ее осуществляют в двух известных вариантах: «камеры над дучками» и «закрытый веер».

Этажно-камерную систему разработки применяют в двух вариантах: с отбойкой горизонтальными и вертикальными слоями. При отбойке руды горизонтальными слоями в середине блока проходят буровой восстающий, из которого нарезают буровые камеры. Подготовка горизонта подсечки осуществляется так же, как и при системе подэтажных штреков. Отбойку руды производят скважинами (25—30 м) с веерным или параллельным расположением. Бурение скважин диаметром 100 мм

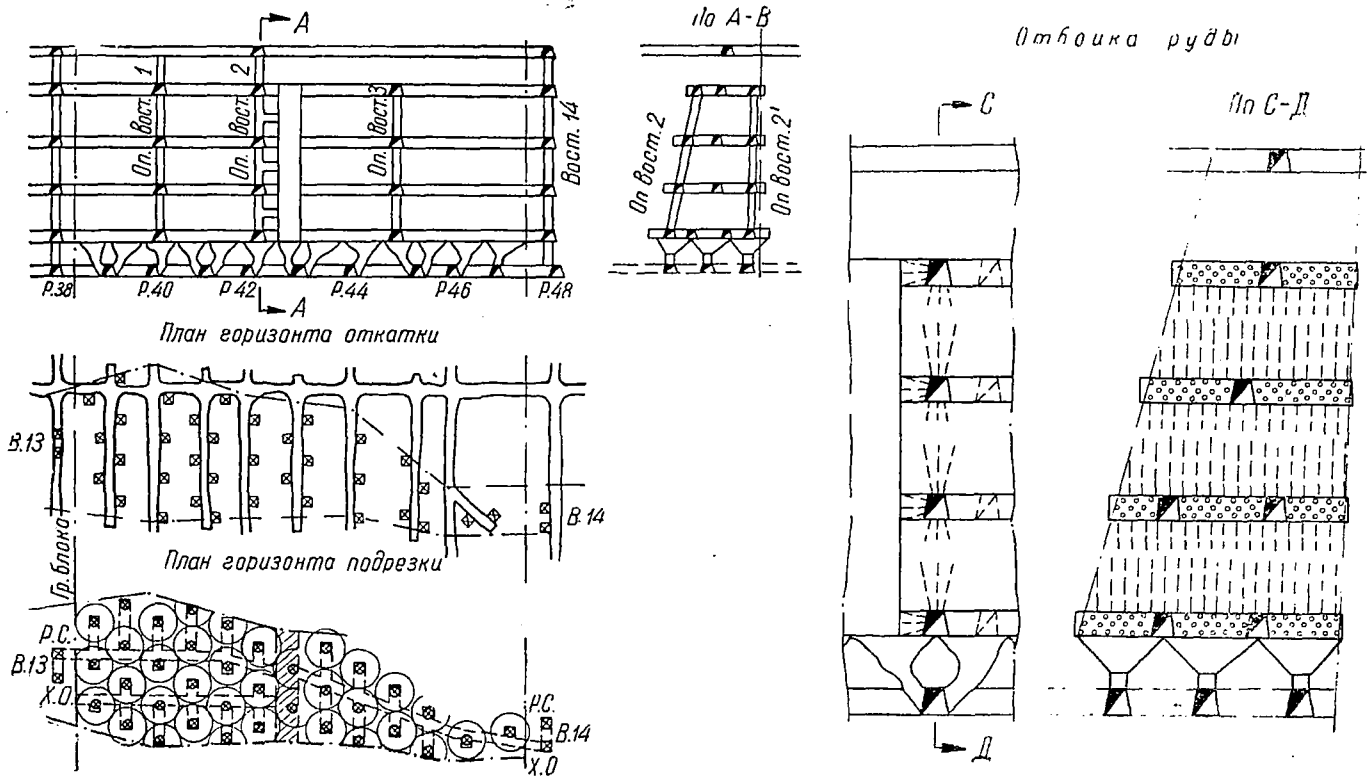


Рис. 2. Система разработки подэтажными штреками (рудник Б).

осуществляют станками БА-100. Отбитую руду выпускают на штрек или орты скреперования.

При отбойке руды вертикальными слоями подготовка блока заключается в проходке этажных штреков и восстающих; нарезные работы — в проведении подрезного штрека, выпускных дучек, буровых камер через 3—5 м. В середине блока проходит восстающий, который разделяется в разрезную щель. Бурение скважин производят из камер, расположенных на подрезном штреке или на специальном буровом штреке, пройденном на границе потолочного целика и камеры. В первом случае применяют восстающие скважины, а во втором — нисходящие. Оба типа скважин бурят станками БА-100. Отбойку осуществляют отдельными слоями или несколькими слоями одновременно. Взорванная руда через дучки выпускается на штрек или орт скреперования. Послойное взрывание обеспечивает более точный контроль за качеством отбойки и позволяет оперативно уточнять параметры буро-взрывных работ с целью регулирования выхода негабарита и уменьшения разубоживания руды.

Основные технико-экономические показатели работы рудника приведены в табл. 2.

Таблица 2

Показатели работы рудника «Б»

Наименование показателей	Ед. измерения	Величина показателей
Производительность труда:		
забойного рабочего	<i>м³/смену</i>	4,10
подземного рабочего	»	2,80
рабочего по руднику	»	1,20
Разубоживание руды:		22,0
при отбойке	%	7,0
при выпуске	»	15,0
Потери руды	»	5,5
Ширина очистного пространства	<i>м</i>	4,71
Расход материалов и энергии:		
ВВ	<i>кг/м³</i>	1,10
крепежный лес	<i>м³/м³</i>	0,009
буровая сталь	<i>кг/м³</i>	0,18
сжатый воздух	<i>м³/м³</i>	91,0
электроэнергия	<i>квт.-ч/м³</i>	2,2

Данные таблицы показывают, что на руднике низкой является производительность рабочего, что объясняется большим числом рабочих, занятых на поверхности и во вспомогательных цехах. Завышенным для условий месторождения является и разубоживание руды:

РУДНИК В. В-ское оловорудное месторождение представлено рудными телами двух типов — жилами и рудными зонами. Жилы по характеру трещин делятся на простые и сложные.

Простираание жил от 30 до 800 м, мощность — от 0,7 до 1,4 м. Протяженность рудных зон достигает 500 м. Мощность их до 3,5 м. Большинство из них имеет крутое падение.

По минеральному составу жилы кварцево-турмалиновые или кварцево-сульфидно-турмалиновые. Весьма редко среди них встречаются маломощные прожилки из карбонатов и касситерита. Часто от основных жил отходят апофизы. Иногда жилы разветвляются на несколько прожилков, которые затем снова соединяются в одно рудное тело.

Мощность жил и рудных зон резко колеблется как по простираанию, так и по падению. Распределение касситерита по мощности различное. В рудных зонах наиболее обогащенные участки обычно приурочены к середине рудного тела, к зальбандам содержание падает. Породы рудных зон сильно трещиноваты, что вызывает частые отслоения висячего бока в очистном пространстве.

Коэффициент крепости жил — 12—14, вмещающих пород — 14—16.

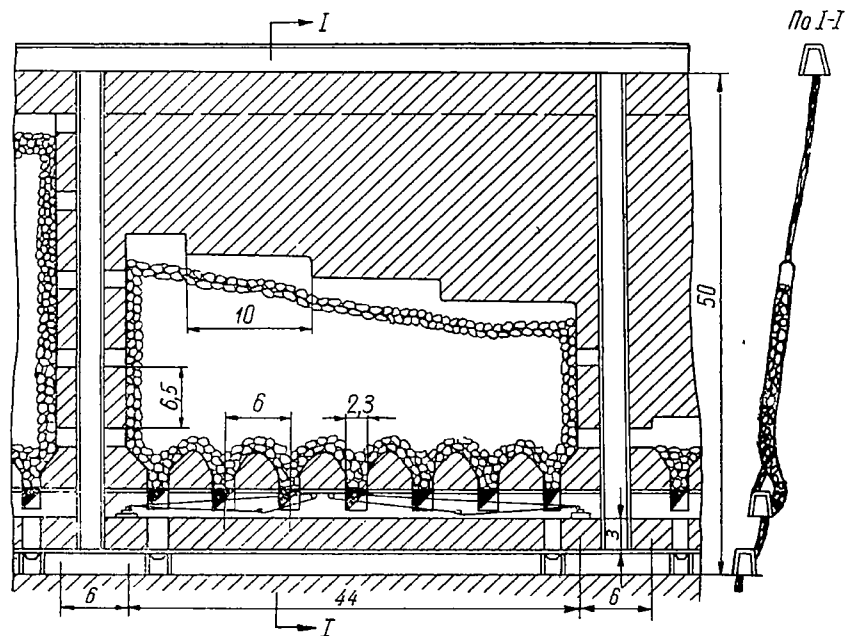


Рис. 3. Система разработки с магазинированием руды (рудник В).

При разработке месторождения данного рудника применяют варианты системы с магазинированием руды. Наиболее распространенный вариант приводится на рис. 3.

Подготовка месторождения к выемке состоит из проходки откаточных штреков сечением 4—4,5 м² и восстающих сечением 3,5 м². Нарезные работы осуществляются проходкой выпускных дучек сечением 1,6 м², подрезного штрека сечением 2,7 м² и ходков в междукламерных целиках. Минимальная ширина очистного пространства — 0,9 м. Длина блока 30—60 м, высота — 45—50 м, мощность надштрекового целика 3—5 м, потолочин — 4—6 м. Ширина междукламерного целика 2—3 м. Расстояние между выпускными дучками 5—6 м. Среднемесячная скорость очистной выемки составляет 10 м. Блок обычно обрабатывается в течение 5—6 месяцев.

Основные показатели работы этого рудника приведены в табл. 3.

Таблица 3

Показатели работы рудника «В»

Наименование показателей	Ед. измерения	Величина показателей
Производительность труда:		
забойного рабочего	м ³ /смену	2,05
подземного рабочего	»	1,40
рабочего по руднику	»	1,20
Производительность труда на проходческих работах	м ³ /смену	1,42
Разубоживание руды:		28,5
при отбойке	%	25,1
при выпуске	»	3,4
Потери руды	%	4,85
Расход материалов и энергии:		
ВВ	кг/м ³	3,25
капсюли-детонаторы	шт/м ³	2,50
огнепроводный шнур	м/м ³	8,10
крепежный лес	м ³ /м ³	0,002
буровая сталь	кг/м ³	0,220
твердые сплавы	»	0,0095
электроэнергия	квт.-ч/м ³	65
сжатый воздух	м ³ /м ³	215

РУДНИК Г*. Месторождение представлено двумя свитами жил пологого падения, пластообразной формы. Мощность их составляет в среднем 0,7 м, протяженность до 600 м и более по простиранию и до 400 м по падению.

По вещественному составу месторождение относится к турмалино-сульфидному типу касситерито-сульфидной формации. Преобладающие жильные минералы — кварц и турмалин. Распределение минералов в рудных телах неравномерное. Касситерит присутствует в виде мелкой вкрапленности или тонких прожилков и линз.

* Рудники Г, Д и Е объединены в одно рудоуправление.

Руда месторождения представлена минерализованными сланцами и диоритовыми порфиритами. Объемный вес руды $2,6 \text{ т/м}^3$, коэффициент крепости 10—14.

Разработка месторождения осуществляется сплошной выемкой по простиранию и поддержанием кровли выработанного пространства костровой крепью и рядами распорок (рис. 4).

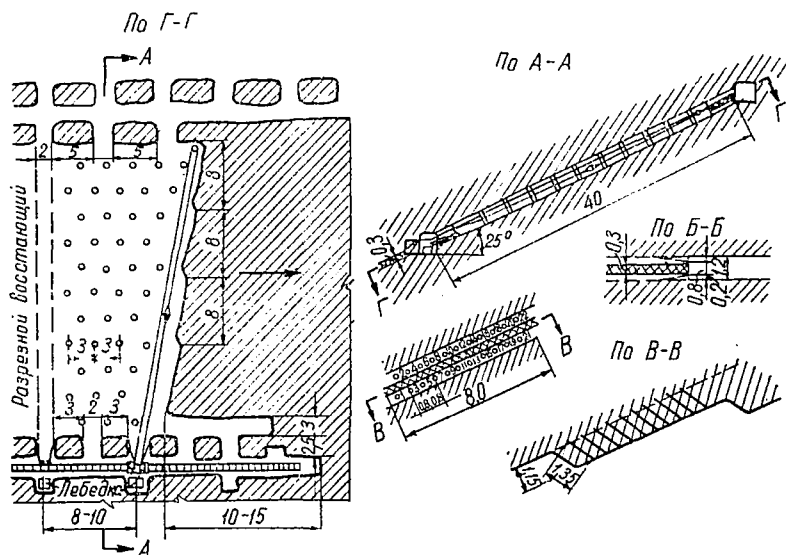


Рис. 4. Сплошная система разработки (рудник Г).

Длина блока — 60 м, наклонная высота этажа — 40—45 м, мощность надштрекового целика — 3 м, подштрекового — 2 м. Ширина очистного пространства 1,1—1,2 м. Объем нарезных работ составляет 14% от общей площади блока. Очистные работы начинают от разрезных восстающих к флангам блока.

РУДНИК Д. Вмещающие породы месторождения представлены песчаниками и песчано-глинистыми сланцами с пропластками глинистых сланцев и линзами конгломератов.

Рудные тела по падению напоминают столбообразную форму со склонением столбов на северо-восток под углом 60—70°. Распределение касситерита в рудных телах крайне неравномерное.

Руда Д-ского месторождения представлена минерализованными осадочными породами, зачастую сильно окварцованными. Объемный вес руды $2,8 \text{ т/м}^3$, коэффициент крепости пород — 14—16.

Рудные тела Д-ского месторождения разрабатывают системой подэтажных штреков с отбойкой руды глубокими скважи-

нами. Высота этажа 30 м, подэтажа — 8—12 м. Мощность надштрекового целика 4—5 м. Подэтажные штреки проходят сечением 2,5 м².

РУДНИК Е. Месторождение рудника залегает в осадочных породах, представленных песчаниками, песчано-глинистыми и глинистыми сланцами. Рудные тела сложены пятнадцатью жилами. Протяженность жил по простиранию от 100 до 700 м и от 50 до 160 м по падению. Средняя мощность жил 0,20—0,42 м. Местами жилы разделяются на ряд прожилков, что усложняет их разработку. Простирание рудных тел обычно выдержанное, контакты их с вмещающими породами четкие. Вмещающие породы разбиты густой сетью трещин, ориентированных параллельно рудному телу и вкрест простиранию жил. Это приводит к большому разубоживанию руды при очистной выемке.

По вещественному составу месторождение относится к хлорито-сульфидному типу касситерито-сульфидной формации. Распределение олова в руде неравномерное. Размеры зерен касситерита обычно не превышают 1—2 мм, в отдельных случаях достигая 3—5 мм.

Таблица 4

Основные показатели рудников «Г», «Д» и «Е»

Показатели	Ед. измерения	Рудники		
		Д	Г	Е
Величина показателей				
Производительность труда на очистных работах:				
забойного рабочего	м ³ /смену	3,60	2,60	2,55
подземного рабочего	»	2,20	1,80	2,10
Производительность труда на горно-подготовительных работах:				
забойного рабочего	»	2,20	2,45	1,80
подземного рабочего	»	1,70	1,60	1,55
Производительность труда рабочего по руднику	»	1,60	1,60	1,50
Мощность жилы	м	—	0,73	0,34
Ширина очистного пространства	»	6,10	1,37	0,97
Разубоживание руды	%	7,6	46,0	37,0
Потери руды	»	3,95	3,9	4,6
Расход материалов:				
ВВ	кг/м ³	1,65	1,90	1,75
крепежный лес	м ³ /м ³	0,011	0,015	0,009
буровая сталь	кг/м ³	0,135	0,138	0,125
твердые сплавы	»	0,004	0,0035	0,0031
сжатый воздух	м ³ /м ³	145	145	145

Объемный вес руды 2,6 т/м³, коэффициент крепости 10—12. Рудные тела месторождения разрабатывают системой с магазинированием руды. Нарезные работы в блоке состоят из проведе-

ния подрезного штрека рудоспусков и ходков в междублоковом целике. Длина блока — 60 м, высота этажа 40 м, ширина очистного пространства 0,8—0,9 м. Выемка в блоке ведется потолкоуступным забоем. Длина уступа 10—12 м, высота — 1,2 м. При подготовке блоков предусматривается оставление надштрековых и подштрековых целиков мощностью 3 м.

Удельный вес применяемых систем разработки на рудниках характеризуется следующими данными:

система с магазинированием руды — 35,4;

система подэтажными штреками — 43,9;

сплошная система разработки — 20,7.

Основные показатели работы рудников приведены в табл. 4.

ХАРАКТЕРИСТИКА ОСНОВНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ФАКТОРОВ, ВЛИЯЮЩИХ НА ИХ ТРУДОЕМКОСТЬ

На рудниках Северо-Востока трудовые затраты на горноподготовительных, нарезных и очистных работах достигают значительной величины. Однако должного учета распределения трудовых затрат по основным технологическим процессам на рудниках не организовано. Это заставило провести большой объем хронометражных наблюдений и обработать значительное количество первичных материалов, позволивших получить средние данные трудовых затрат по основным видам горных работ и по технологическим процессам очистной выемки при системе разработки с магазинированием руды (табл. 5).

Данные табл. 5 показывают, что трудовые затраты на подготовительно-нарезные работы колеблются от 0,50 до 0,80 чел.-смен/м³. Значительной величины достигает и трудоемкость очистной выемки, в которой преобладающее место занимает процесс отбойки руды.

Отбойка руды относится к трудоемким процессам при всех системах разработки жильных месторождений. Это объясняется тем, что очистные работы при выемке жил приходится вести в узком выработанном пространстве, сильно затрудняющем выполнение основных трудовых операций. Небольшая ширина очистного пространства оказывает особое влияние на трудовые показатели буро-взрывных работ. Здесь даже при высокой скорости бурения шпуров общие показатели производительности труда в целом по операции получаются низкими. Объяснением такого явления служат тяжелые условия работы зарядов ВВ в зажиме. Это обуславливает низкий выход взорванной породы на один шпурометр.

Удельное значение операции отбойки руды в общей трудоемкости очистных работ при системе разработки с магазинированием руды достигает 63%.

Столь высокий процент объясняется тем, что при системе с магазинированием вся технология очистных работ состоит только из двух основных процессов — отбойки и выпуска руды, в то время как, например, при разработке с закладкой выработанного пространства, помимо указанных процессов, имеются процессы — доставка руды и возведение закладки.

Поэтому величина трудовых затрат на отбойку в общей трудоемкости очистной выемки при системах с закладкой меньше,

Трудоёмкость подготовительных, нарезных и очистных работ

	Рудник Е			Рудник А		
	Ширина очистно					
	0,98			1,25		
	объем работ в блоке, м³	трудовые затраты, чел-смен	трудоёмкость, чел-смен/м³	объем работ в блоке, м³	трудовые затраты, чел-смен	трудоёмкость, чел-смен/м³

Горноподготовительные работы

Откаточные штреки	320	196,6	0,582	205	119,6	0,580
Восстающие	119,7	118,4	0,969	69,1	38,1	0,552
Итого...	439,7	315	0,715	274,1	157,7	0,757

Нарезные работы

Ходки из восстающих	12	1,16	0,596	12,0	7,16	0,596
Выпускные отверстия	88	55	0,625	120,0	78	0,64
Подрезной штрек	170	120	0,705	139,0	95	0,683
Итого...	270	176,16	0,652	271	180,16	0,664

Очистные работы

Отбойка руды	1 571	703	0,447	1 482	445	0,300
Выпуск руды	1 400	268	0,191	511	98	0,191

чем при разработке с магазинированием. Ведущее значение отбойки руды в общей трудоёмкости очистной выемки применяемых систем разработки объясняется еще и тем, что этот процесс в ряде случаев может заметно изменять величину трудовых затрат на других операциях добычи руды. Если, например, при той или иной системе разработки будет применена неправильная схема расположения шпуров, даже при неизменных затратах труда на бурение, то повышенная крупность отбитой руды в данном случае повлечет за собой увеличение затрат на доставке ее из блока.

Операция отбойки руды существенным образом может влиять и на другие показатели эффективности систем разработки. В качестве примера можно указать на увеличенную ширину очистного пространства, получаемую при отбойке, которая будет вызывать не только повышение трудоёмкости процессов выпуска, транспортировки и переработки руды, но и соответствующее увеличение разубоживания руды. Увеличение ширины очистного пространства будет также снижать интенсивность очистной выемки и увеличит расход материалов и энергии.

Такое значительное влияние отбойки руды на трудоёмкость других операций и на эффективность систем разработки в целом

Таблица 5

при системе разработки с магазинированием руды

го пространства, м	Рудник Е			Рудник Б		
	Ширина очистно					
	1,60			4,50		
	объем работ в блоке, м³	трудовые затраты, чел-смен	трудоёмкость, чел-смен/м³	объем работ в блоке, м³	трудовые затраты, чел-смен	трудоёмкость, чел-смен/м³
457,4	387	0,845	548	254	0,456	
266	177	0,66	140	121	0,87	
723,4	564	0,780	688	375	0,546	
62	37	0,596	142	22	0,154	
57	40	0,70	124	75	0,604	
—	—	—	664	313	0,471	
119	77	0,647	930	410	0,441	
3 961	774	0,195	6 920	1 114	0,160	
3 950	546	0,138	6 770	802	0,118	

показывает, что совершенствованию параметров буро-взрывных работ при разработке жильных месторождений необходимо придавать большое значение и осуществлять это совершенствование с учетом положительного влияния операции отбойки на другие процессы и показатели эффективности систем разработки.

Величина трудоёмкости операции отбойки руды зависит от многих факторов. Основными из них являются физико-механические свойства руды и вмещающих пород, ширина очистного пространства, форма и фронт очистного забоя, диаметр и глубина шпуров, мощность взрывчатых веществ, тип перфоратора, давление сжатого воздуха и др.

Из всего комплекса физико-механических свойств руды и вмещающих пород, отбиваемых вместе с жилой, наибольшее влияние на трудоёмкость операции отбойки имеет коэффициент крепости руды. Наряду с крепостью на величину трудовых затрат также влияют вязкость, трещиноватость и хрупкость взрываемых пород. Надо заметить, что физико-механические свойства пород могут изменять трудовые затраты как в процессе бурения, так и при проведении взрывных работ. В практике могут иметь место случаи, когда одно и то же физико-механическое свойство руды по-разному влияет на трудовые затраты отбойки.

Подтверждением этому может служить трещиноватость, которая в ряде случаев увеличивает трудоемкость процесса бурения шпуров и в то же время способствует снижению трудоемкости при взрывании. В этом отношении представляют интерес данные опытных работ, проведенных Е. Б. Рихтором на Кочкарском руднике. Эти данные (табл. 6) показывают, что при одной и той же крепости пород, одинаковой ширине очистного пространства, но при различной трещиноватости расход бурения, а равно и трудовые затраты на производство буровых работ получились разными.

Показатели табл. 6 подтверждают, насколько существенно может изменять трещиноватость пород расход бурения, а также и трудоемкость отбойки.

Очень заметно могут влиять на величину трудовых затрат при отбойке вязкость и хрупкость руды. Однако установить закономерность этого изменения не представляется возможным, так как до последнего времени отсутствуют достаточно точные методы определения состояния трещиноватости рудного массива и его вязкости. Поэтому основным показателем физико-механических свойств пород, учитываемым в настоящее время при нормировании трудовых затрат, является коэффициент крепости руды. Этот показатель может изменять трудовые затраты при операции отбойки в больших пределах. Степень этого изменения характеризуется кривой на рис. 5, построенной по нормативным данным золотодобывающих рудников.

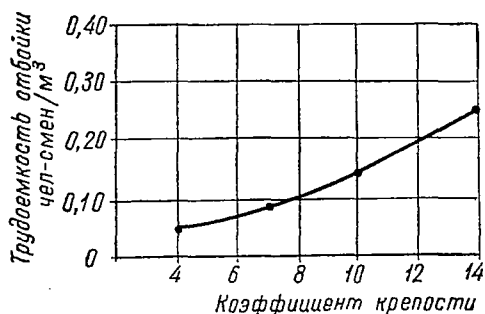


Рис. 5. Изменение трудоемкости отбойки в зависимости от коэффициента крепости руды.

Как видно из рисунка, величина трудовых затрат при отбойке довольно резко изменяется при изменении значений коэффи-

Таблица 6

Показатели отбойки руды при различной трещиноватости пород

Группа пород	Категория крепости по шкале Главзолота	Ширина очистного пространства, м	Удельный расход шпурометров, м/м³
Монолитные	10,5—11	1,2	4,1
Слаботрещиноватые	10,5—11	1,2	2,6
Сильнотрещиноватые	10,5—11	1,2	2,0

циента крепости. Если при коэффициенте крепости 10 трудоемкость отбойки составила $0,15 \text{ чел.-смен/м}^3$, то при коэффициенте крепости 14 она равна $0,25 \text{ чел.-смен/м}^3$, или на 67% больше.

Аналогичный характер имеет кривая изменения трудовых затрат на отбойке в зависимости от крепости руды, построенная по данным Научно-исследовательского института труда и заработной платы Государственного комитета Совета Министров СССР (рис. 6). Здесь так же, как и на рис. 5, интенсивно возрастают

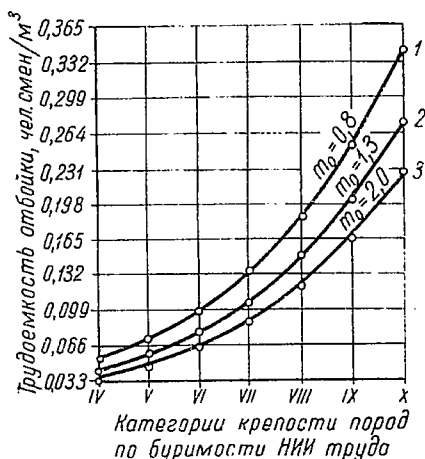


Рис. 6. Изменение трудоемкости отбойки в зависимости от крепости руды (по данным НИИ труда):

1 — при ширине очистного пространства 0,8 м; 2 — при ширине очистного пространства 1,3 м; 3 — при ширине очистного пространства 2 м.

трудовые затраты при увеличении коэффициента крепости пород. Надо заметить, что как в показателях, приведенных на рис. 5 и рис. 6, так и в показателях, по данным опытных работ, одновременно с коэффициентом крепости на величину трудоемкости процесса отбойки оказывают влияние и другие физико-механические свойства пород.

Существенное влияние на операцию отбойки оказывает ширина очистного пространства, величина которой в зависимости от принятой системы разработки, мощности рудного тела, характера контактов и характеристики вмещающих пород изменяется в больших пределах. Как показывает опыт разработки жильных месторождений, она колеблется от 0,7 до 2—3 м и более. На рудниках Северо-Востока (табл. 5) она изменяется от 0,98 до 4,5 м. Совершенно очевидно, что при такой величине изменения ширины очистного пространства очень резко будет колебаться и величина трудовых затрат на операции отбойки руды. Это наглядно можно проследить по кривой на рис. 7, построенной, по данным рудников *Е*, *А* и *В*.

Как видно из рисунка, трудоемкость отбойки заметно снижается с увеличением ширины очистного пространства с 0,8 до 1,5 м. Далее она изменяется менее интенсивно. Это происходит потому, что в узком очистном забое сильное воздействие на по-

казатели отбойки оказывает явление зажима, степень влияния которого уменьшается с увеличением ширины забоя.

Следует заметить, что, анализируя данные трудовых затрат на ряде других рудников, нам не удалось установить аналогичную закономерность. На отдельных рудниках имеют место случаи, когда при ширине очистного пространства 0,8—1 м в сравнимых горногеологических условиях трудоемкость отбойки была несколько меньшей, чем при ширине 1,2 м. Кроме того, на диаг-

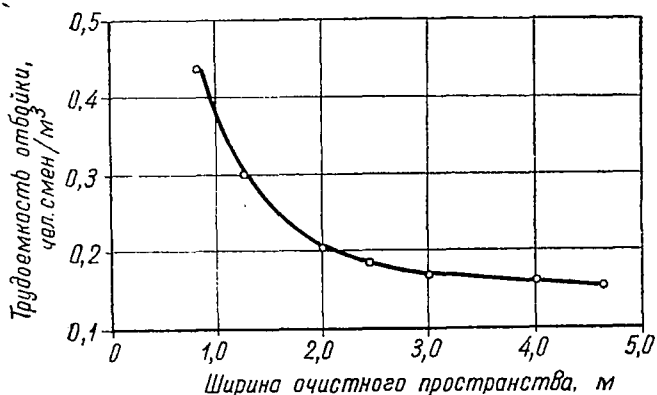


Рис. 7. Трудоемкость отбойки руды в зависимости от ширины очистного пространства.

рамме точки показателей трудоемкости имели большой разброс, не позволяющий построить хотя бы приближенные кривые, выражающие определенную зависимость. Такое явление, очевидно, объясняется тем, что показатели трудовых затрат в отчетных документах искажены. Для выявления истинной закономерности изменения трудоемкости отбойки в зависимости от ширины очистного пространства лабораторией разработки жильных месторождений Института горного дела им. А. А. Скочинского на руднике «Центральный» Приморского края были проведены специальные исследования.

Опытные работы проводились в блоке, имеющем длину 60 м и высоту в плоскости жилы 40 м. Жила представлена кварцево-сульфидным материалом с углом падения 35° и средней мощностью 0,4 м. Коэффициент крепости руды — 8—10. Вмещающие породы — песчано-глинистые сланцы с коэффициентом крепости 9.

Разработка блока осуществлялась системой с магазинированием руды. Бригада в составе шести человек с комплексной организацией труда обслуживала все работы в блоке. Бурение шпуров производили перфоратором ТП-45 с использованием буровых коронок долотчатой формы диаметром 38 мм. Давление сжатого воздуха 5 атм. В качестве ВВ применяли патронированный динафталит. В течение всего периода опытных работ все параметры отбойки, кроме ширины очистного пространства и

ЛНС, оставались постоянными. Ширину очистного пространства принимали равной 0,4; 0,8; 1,2; 1,6 м.

В качестве основных показателей отбойки были приняты количество трудовых затрат в человеко-сменах на 1 м³ и на 1 м² площади жилы, производительность труда бурильщика в м³ рудной массы и в м² отработанной площади блока.

Обработанные данные опытных работ приведены в табл. 7.

Таблица 7

Изменение трудоемкости отбойки руды и производительности труда бурильщика в зависимости от ширины очистного пространства

Ширина очистного пространства, м	Линия наименьшего сопротивления, м	Производительность труда бурильщика		Трудоемкость операции отбойки		Количество опытных взрывов
		в кубических метрах рудной массы	в квадратных метрах отработанной площади жилы	в чел.-сменах на 1 м ³ руды	в чел.-сменах на 1 м ² площади жилы	
0,4	0,60	2,56	6,4	0,40	0,16	17
0,8	0,85	8,0	10,0	0,13	0,10	22
1,2	0,95	12,6	11,0	0,08	0,091	31
1,6	1,0	15,2	9,5	0,07	0,11	13

Как видно из таблицы, ширина очистного пространства оказывает большое влияние на трудоемкость операции отбойки руды. Особенно сильно это влияние сказывается при измерении трудовых затрат в человеко-сменах, отнесенных к 1 м³ отбитой

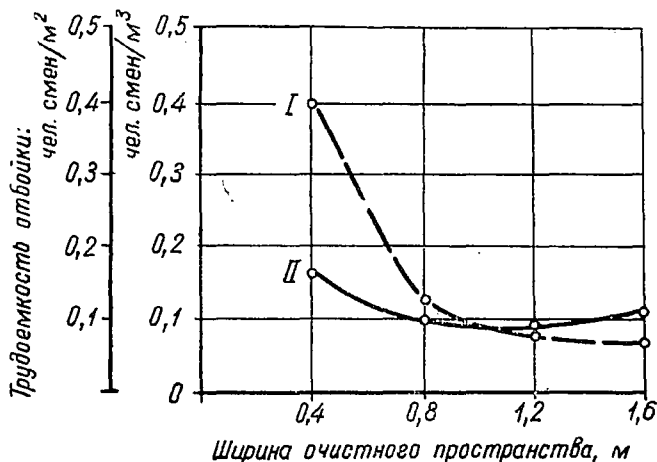


Рис. 8. Изменение трудоемкости отбойки от ширины очистного пространства (по данным опытных работ на руднике «Центральный»):

I — в человеко-сменах на 1 м³;
II — в человеко-сменах на 1 м².

рудной массы. Если при ширине выемочной щели 0,4 м затраты труда равны 0,4 чел.-смен/м³, то при выемочной щели 1,6 м они составили 0,07 чел.-смен/м³, или в пять с лишним раз меньше. Характер изменения трудоемкости отбойки руды от ширины очи-

стного пространства по показателям опытных работ приведен на рис. 8. Как видно из рисунка, трудовые затраты, измеряемые в чел.-смен/ m^3 (кривая I), очень резко меняют значение при увеличении ширины забоя до 1,2 м, далее степень этого изменения заметно падает и за пределами выемочной щели 1,6—1,7 м практически остается постоянной. Несколько другой характер этой зависимости получен при измерении трудоемкости в человеко-сменах, отнесенной на 1 m^2 площади жилы (кривая II). Здесь с увеличением ширины очистного пространства с 0,4 до 1,2 м показатель трудовых затрат постепенно уменьшается, достигая минимального значения при ширине 1,2 м; далее он начинает возрастать. Такой характер кривой говорит о том, что если производить оценку операции отбойки руды только по одному показателю эффективности — трудовым затратам, то тогда ширину очистного пространства 1,2 м для условий рудника «Центральный» и аналогичных ему рудников следовало бы считать оптимальной. Но так как на операцию отбойки оказывают существенное влияние и другие показатели эффективности (разубоживание, потери руды, расход материалов и энергии и др.) и, кроме того, отбойка руды сама может изменять эффективность других операций,— сделать такой вывод нельзя.

Заметим, что для условий разработки жильных месторождений установление оптимальной ширины очистного пространства относится к одной из очень важных задач. Поэтому не случайно в литературе делалось очень много попыток решить эту задачу. Однако все авторы известных нам в этой области работ не имели единого мнения в решении указанного вопроса. Одни из них считали, что наивыгоднейшая ширина очистного пространства та, которая обеспечивает максимальную производительность труда бурильщика и удобства работы, другие утверждают, что эта ширина должна соответствовать минимальной себестоимости добычи жильной массы. Третьи считают оптимальной ширину, обеспечивающую все условия безопасности, четвертые обуславливают ее минимальной себестоимостью конечного продукта.

По нашему мнению, оптимальной является минимально возможная ширина очистного пространства, обусловленная мощностью рудного тела или правилами технической эксплуатации, при которой обеспечиваются безопасные условия работы, минимальное разубоживание и потери руды, высокая производительность труда и минимальная себестоимость добычи и обогащения руды.

Поэтому оптимальное значение ширины очистного пространства надо находить с учетом всех показателей эффективности очистной выемки.

Решение этой задачи связано с некоторыми трудностями, так как для каждого из сравниваемых значений ширины очистного пространства необходимо будет находить показатель эффективности, связанный с большим объемом вычислительных работ,

и путем сравнения этих показателей устанавливать искомую величину. Оптимальной шириной очистного пространства окажется та, при которой результирующий показатель эффективности будет минимальным.

Довольно существенным фактором, влияющим на трудоемкость операции отбойки руды, является глубина шпуров. Как известно, с увеличением глубины шпуров скорость бурения падает, вследствие чего возрастает трудоемкость процесса бурения. Вместе с тем с глубиной бурения увеличивается выход руды на один шпурометр, за счет чего снижаются трудовые затраты в целом по операции отбойки. Такая двойная зависимость указанных показателей затрудняет выявление характера изменения трудовых затрат отбойки с изменением глубины бурения. С этой точки зрения, казалось бы, что для установления такой зависимости необходимо было бы сначала определить степень влияния глубины шпуров на скорость бурения, после чего найти изменение выхода руды на один шпурометр и, только решив эти задачи, выявить характер влияния глубины шпуров на трудовые затраты отбойки руды. Анализируя результаты решения этих задач, можно установить оптимальную глубину бурения для конкретных условий того или иного рудника, при которой трудоемкость

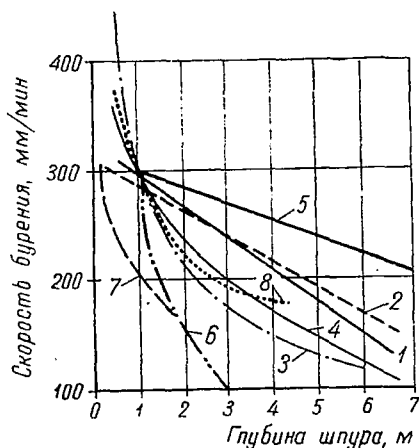


Рис. 9. Изменение скорости бурения в зависимости от глубины шпура:

1 — по Н. И. Хабарову, 2 — по Э. О. Миндели, 3 — по В. К. Бучневу, 4 — по В. Д. Титову, 5 — по А. Ф. Суханову, 6 — по Л. И. Барону, 7 — по В. В. Чудакову, 8 — по Н. М. Покровскому.

отбойки будет минимальной. Устанавливать это для каждого рудника в отдельности необходимо потому, что изменение скорости бурения от глубины шпура зависит от очень многих причин, в том числе и причин, свойственных специфике каждого месторождения (трещиноватость, хрупкость, вязкость, слоистость, крепость пород, наличие вечной мерзлоты и т. д.). Поэтому не случайно, что большое число авторов, занимающихся исследованием изменения скорости бурения от глубины шпура, установили разный характер указанной зависимости. Это видно из рис. 9,

на котором приведены кривые, характеризующие закономерности скорости бурения от глубины шпуров. Характерно отметить, что почти все кривые на рисунке построены для условий проходки подготовительных выработок с бурением горизонтальных или слабонаклонных шпуров, и лишь только кривая 7, полученная по данным исследований кандидата технических наук В. В. Чудакова, выражает зависимость изменения скорости бурения от глубины шпуров для условий узкого очистного забоя с восстающим направлением шпуров.

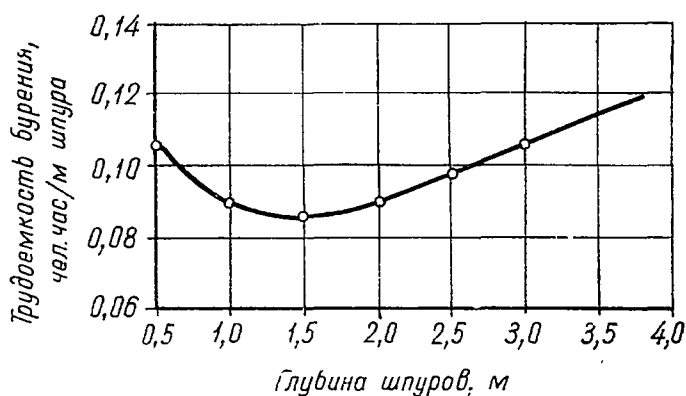


Рис. 10. Изменение трудоемкости бурения в зависимости от глубины шпура.

Несмотря на множество выполненных исследований по данному вопросу, результаты их нельзя использовать для установления степени влияния глубины шпуров на трудоемкость отбойки, так как в них не учтен выход руды на один шпурометр, меняющий свою величину при изменении глубины бурения. Эту задачу оказалось возможным решить, только организовав специальное проведение опытных работ в промышленных условиях. Опытные работы проводились в работающем блоке с коэффициентом крепости руды 8—10. Разработка блока велась системой с магазинированием руды при ширине очистного пространства 1,3 м. Восстающие шпуры бурили перфоратором ТП-45. Угол наклона шпуров, диаметр коронок и буровой стали в течение всех опытов оставались постоянными. Давление сжатого воздуха у забоя — 5 атм. Обработанные результаты выполненных экспериментов приведены в табл. 8.

По данным таблицы построен график изменения трудовых затрат операции отбойки в зависимости от глубины бурения (рис. 10). Кривая на рис. 10 показывает, что с увеличением глубины шпуров трудоемкость отбойки сначала падает, достигая минимального значения в точке, соответствующей глубине 1,5 м, а затем начинает постепенно возрастать.

Изменение трудоемкости операции отбойки в зависимости от глубины шпура

Показатели	Диаметр заряда ВВ, мм	Глубина шпуров, м					
		0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0
Общая скорость бурения, мм/мин.	36—37	380	325	317,4	325,5	359,2	382,6
Трудоемкость операции отбойки, чел.-смен./м ³	36—37	0,105	0,090	0,087	0,090	0,099	0,106

Такой характер кривой объясняется тем, что с увеличением глубины шпура влияние времени на подготовительно-заключительные операции (забуривание, отдых, подход к новому шпуру, смена бура), отнесенные к одному метру шпура, уменьшается, в то время как удельный вес чистого времени бурения увеличивается. Поэтому минимальное значение трудоемкости получается при определенной глубине бурения (в нашем случае она соответствует глубине 1,5 м), при которой влияние чистой скорости компенсируется снижением удельного веса подготовительно-заключительного времени бурения.

Основываясь на такой закономерности изменения кривой и принимая во внимание лишь показатели трудоемкости отбойки, можно было бы считать, что точка ее перегиба соответствует оптимальному значению глубины шпура, однако такое решение было бы ошибочным, потому что на оптимальное значение глубины шпуров оказывает влияние не только один показатель эффективности (трудоемкость отбойки), но и другие, зачастую не менее важные показатели (разубоживание руды, потери металла и др.).

Величина трудовых затрат на операцию отбойки руды может довольно существенно изменяться от мощности применяемого взрывчатого вещества. Это изменение происходит за счет разной величины линии наименьшего сопротивления при различной мощности ВВ, имеющих одинаковую плотность заряжания.

Исследования, выполненные в последние годы ВНИИ-1, лабораторией разработки жильных месторождений ИГД совместно с Центральным научно-исследовательским геологоразведочным институтом (ЦНИГРИ), по испытанию различных типов взрывчатых веществ в промышленных условиях позволили установить вполне определенную закономерность изменения линии наименьшего сопротивления от мощности ВВ. Она может быть выражена следующей функциональной зависимостью

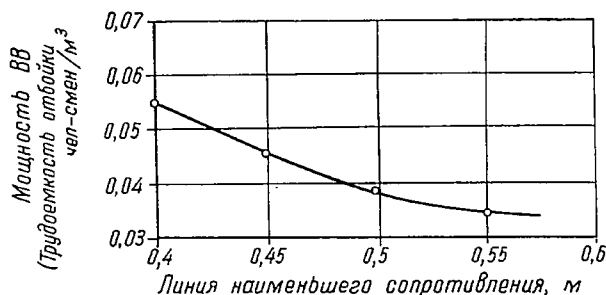
$$W = f(M), \quad (1)$$

где M — мощность взрывчатого вещества.

Более наглядно зависимость ЛНС от мощности ВВ показана на кривой (рис. 11), построенной по данным промышленных

экспериментов. Характер этой кривой подтверждает закономерность возрастания величины ЛНС с увеличением мощности взрывчатых веществ.

Совершенно очевидно, что, меняя величину линии наименьшего сопротивления взрывааемых зарядов, при неизменном значении



Р и с. 11. Зависимость трудоемкости отбойки от линии наименьшего сопротивления.

чения всех других параметров взрывных работ, будут соответственно изменяться и трудовые затраты, расходуемые на отбойку руды. Закономерность этого изменения характеризуется следующей зависимостью

$$T_0 = f(W). \quad (2)$$

Эту зависимость можно выразить формулой

$$T_0 = \frac{i}{W l_{ш} \eta a_{ш} m_0}, \quad (3)$$

где

T_0 — трудоемкость операции отбойки руды, чел.-смен/м³;

i — число отработанных чел.-смен;

$l_{ш}$ — средняя глубина шпура в обуриваемом забое, м;

η — коэффициент использования шпура;

$a_{ш}$ — количество шпуров в забое;

m_0 — ширина очистного пространства, м.

Если линия наименьшего сопротивления выражается функцией мощности ВВ (формула 1), а трудоемкость отбойки является функцией линии наименьшего сопротивления, то вполне очевидно, что трудоемкость отбойки является и функцией мощности ВВ.

$$T_0 = f(M). \quad (4)$$

Изменение трудовых затрат операции отбойки в зависимости от линии наименьшего сопротивления, а равно и от мощности взрывчатых веществ можно представить кривой, приведенной на рис. 12.

Как видно из рисунка, увеличивая линию наименьшего сопротивления (при неизменных всех других параметрах буровзрывных работ) в два раза, в такое же число раз уменьшается

трудоемкость отбойки, т. е. между этими двумя величинами существует прямолинейная обратно пропорциональная зависимость.

Анализ формул 1, 2 и 3 и кривой на рис. 12 показывает, что переход на применение мощных взрывчатых веществ (типа детонитов) при разработке жильных месторождений будет сопровождаться значительным снижением трудоемкости операции отбойки руды, даже если не прибегать к каким-либо затратам и техническим усовершенствованиям. Это весьма важное обстоятельство необходимо иметь в виду рудникам, разрабатывающим жильные месторождения. Вместе с тем надо иметь также в виду, что мощные ВВ создают большие предпосылки к широкому использованию при разработке месторождений руд жильного типа шпуров уменьшенного и малого диаметра.

Однако повышенная стоимость мощных ВВ в ряде случаев может обуславливать более высокие показатели себестоимости отбойки, отрицательно сказывается на общей эффективности разработки. Поэтому на многих жильных рудниках, в том числе и на рудниках Северо-Востока, начали использовать при отбойке руды игданиты. Применение этих ВВ позволяет получить высокую плотность заряжения и повышенную энергию, отнесенную на единицу длины заряда, вследствие чего обеспечивается и высокая общая эффективность выемки руды.

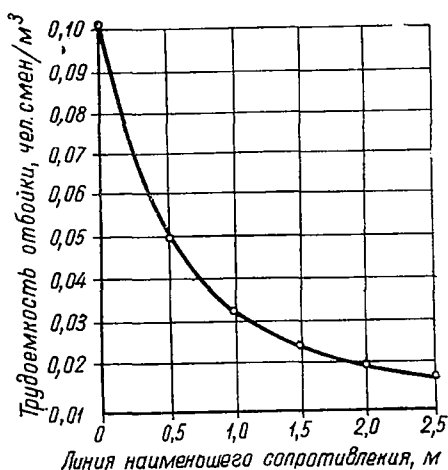


Рис. 12. Изменение трудоемкости отбойки в зависимости от длины наименьшего сопротивления.

Следует отметить, что исследования лаборатории оптимизации использования недр Сектора физико-технических горных проблем, выполненные в 1970 и 1971 году, показали высокую эффективность применения зарядов игданитов с осевыми воздушными промежутками, позволяющими на 15—20% снизить разубоживание руды при разработке тонких жил, залегающих в неустойчивых вмещающих породах.

Исследуя влияние мощности взрывчатых веществ на трудовые затраты отбойки руды, нельзя не отметить, что на величину последней оказывает существенное воздействие плотность заряжания шпуров. Это воздействие плотности заряжания, так же как и мощность ВВ, происходит не непосредственно на трудоемкость отбойки, а через изменение линии наименьшего сопротивления зарядов ВВ. В этом отношении большой практический интерес представляют исследования, выполненные лабораторией разработки жильных месторождений ИГД им. А. А. Скочинского на Зангезурском руднике Армянской ССР. Опытные работы осуществлялись в плотных окварцованных порфиритах с коэффициентом крепости 14—16.

В процессе экспериментов тип ВВ, глубина и диаметр заряда оставались постоянными. Менялся только диаметр скважин, при котором соответственно изменялся и коэффициент заряжания*. В качестве ВВ применяли аммонит в патронах диаметром 32 мм. Глубина шпуров 1,8 м, длина заряда 1,2 м. Вес заряда в каждом шпуре 1,25 кг. Всего проведено 215 взрывов. Коэффициент использования шпура колебался в пределах 0,95—1,0. Результаты опытов приводятся в табл. 9.

Таблица 9

Изменение величины ЛНС и трудоемкости отбойки в зависимости от коэффициента заряжания

Диаметр шпура, мм	Диаметр заряда, мм	Коэффициент заряжания	Линия наименьшего сопротивления, м	Трудоемкость операции отбойки, чел.-смен/м ³	Количество произведенных взрывов
46	32	0,49	0,60	0,092	6
42	32	0,59	0,67	0,083	21
40	32	0,65	0,75	0,074	54
38	32	0,72	0,80	0,069	36
36	32	0,81	0,82	0,067	53
34	32	0,90	0,84	0,066	45

Воспользовавшись данными таблицы и формулой 3, мы подсчитали средний расход трудовых затрат на операцию отбойки для каждой серии взрывов и по этим результатам построили кривую изменения трудоемкости в зависимости от плотности заряжания (рис. 13). Характер кривой показывает, что плотность заряжания может заметно влиять на трудоемкость операции отбойки и степень этого влияния тем больше, чем меньше значение плотности заряжания (левая часть кривой), и, наоборот, при более плотном зарядании трудоемкость изменяется менее заметно (правая часть кривой).

Увеличение коэффициента плотности заряжания (рис. 13), особенно в диапазоне малых значений коэффициента, при раз-

* При принятых условиях опытных работ коэффициент заряжания выражается отношением квадрата диаметра заряда к квадрату диаметра шпура.

работке жильных месторождений является важным фактором в снижении трудоемкости операции отбойки. И не только одной этой операции, но и трудоемкости очистной выемки в целом, поскольку при увеличении плотности заряжания более равномерно дробится отбитая руда, что облегчает процесс выпуска ее из блока и увеличивает производительность труда на сортировке. Кроме того, более равномерное дробление руды обуславливает меньшие потери ее при выпуске из магазина. Поэтому при раз-

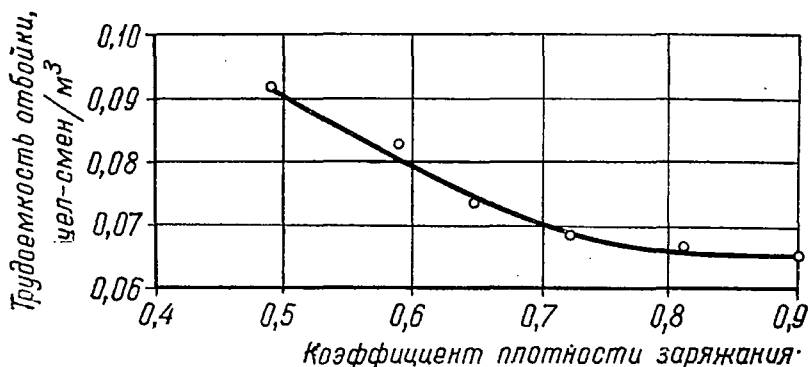


Рис. 13. Зависимость трудоемкости отбойки от плотности заряжания шпура.

работке жильных месторождений Северо-Востока, особенно жил, залегающих в крепких породах, отбойку руды, независимо от способа выемки, необходимо вести с максимально возможным увеличением плотности заряжания, являющегося одним из наиболее простых и легких мероприятий повышения эффективности систем разработки.

Специфические особенности рудных предприятий Северо-Востока (отрицательная температура воздуха и пород) не позволяют использовать как средство снижения трудоемкости отбойки, распространенное в других районах страны, применение шпуров уменьшенного диаметра с промывкой. Для бурения шпуров в этих условиях необходимо применение специальных коронок, перфораторов из буровой стали, которые обеспечивали бы не только эффективность сухого пылеулавливания, но и повышали бы производительность труда бурильщика. С этой целью для рудников, расположенных в зоне вечной мерзлоты, были разработаны специальная пылеулавливающая установка и специальные конструкции буровых коронок, перфораторов и буровой стали.

Пылеулавливающая установка, разработанная ВНИИ-1 для сухого пылеулавливания, предусматривает отсос пыли по каналу осевой трубки перфоратора и осаждение ее в фильтрах. Необходимые условия эффективной работы установки — применение

буровых штанг из толстостенных труб, специальных буровых коронок и перфораторов. Для осаждения отсасываемой пыли рекомендуется последняя модель пылеулавливающей установки ВНИИ-1М-64РД (ВНИИ-1-65). Эта пылеулавливающая установка состоит из двух фильтров грубой и тонкой очистки, эжектора, контрольных приборов и соединительной арматуры (рис. 14). Установки изготовляет Магаданский ремонтно-механический завод.

В фильтре грубой очистки благодаря резкому падению скорости движения воздуха и завихрению потока по цилиндрической поверхности стенки из потока выпадает крупная пыль и некоторое количество тонкой. Здесь осаждается до 98% всей пыли. Далее воздух поступает в тканевый фильтр, где очищается от тонкой пыли.

Использование установки пылеулавливания на рудниках Северо-Востока позволило эффективно бороться с запыленностью рудничной атмосферы. В настоящее время установки ВНИИ-1М-64РД широко используются на всех рудниках.

Заметное влияние на трудоемкость отбойки руды оказывают применяемые для бурения шпуров перфораторы.

На рудниках широкое распространение получили перфораторы ПР-30П и ТП-5С (табл. 10). Эти перфораторы отличаются относительно высокой производительностью и уровнем вибрации и шума, близким к санитарным нормам.

В схеме пылеулавливания существенную роль играет буровой инструмент. Практика работы рудников Северо-Востока показала, что для интенсивного отсоса пыли из шпуров необходимы трубы с увеличенным диаметром отсасывающего канала.

Проведенные испытания показали, что штанги, изготовленные из толстостенных труб стали марки 30ХГС, удовлетворяют указанным требованиям.

Таблица 10

Результаты испытаний перфораторов

Тип перфоратора	Рудники	Коэффициент крепости пород	Диаметр коронки, мм	Марка и диаметр буровой стали, мм	Давление сжатого воздуха, атм	Пробурено шпуров, м	Средняя скорость бурения, мм/мин
ПРО-24Л (ПРО-30Л)	А	10—12	46	30ХГС28×7	4,5—5,5	200	256
ПРО-24Л (ПРО-30Л)	Б	12	46	30ХГС28×7	4,8	172	223
ПРО-18Л	Б	10	32	30ХГС23×6	5,2—5,8	125	360
ПТ-45ЛП	Б	10—12	42	30ХГС28×7	4,8—5,2	342	294
ТП-5С	А	10—12	42	30ХГС28×7	4,5—5,5	242	172
ПР-30КС(6)	А	10	43	30ХГС28×7	5,2—5,8	318	257

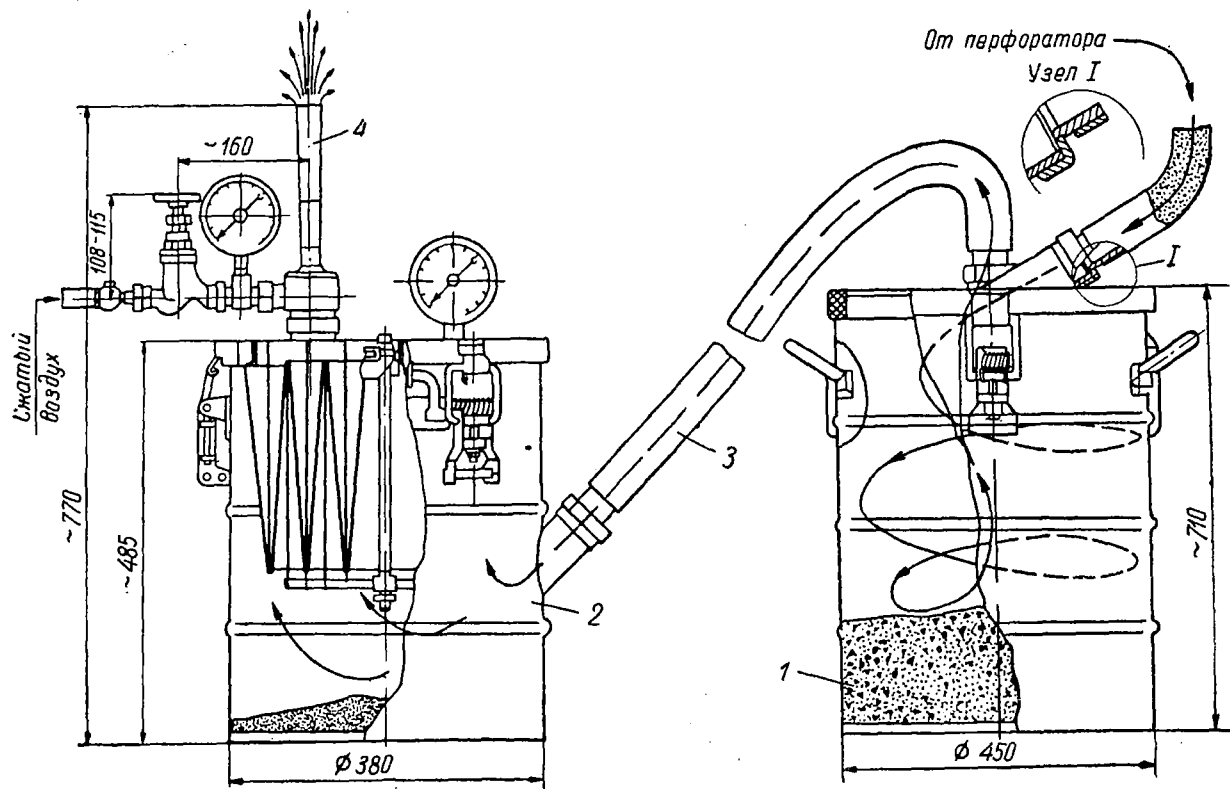


Рис. 14. Пылеулавливающая установка ВНИИ-1М-64РД (ВНИИ-1-65):
 - 1 - фильтр грубой очистки (ФГО); 2 - фильтр тонкой очистки (ФТО); 3 - шланг пылепроводный; 4 - универсальный эжектор.

Несмотря на более высокую стоимость стали 30ХГС, применение ее для изготовления штанг дает значительное снижение трудоемкости бурения и большую экономию средств. Удельные затраты на штанги из стали 30ХГС в два-три раза ниже, чем из стали других марок (табл. 11).

Таблица 11

Результаты испытаний буровых штанг

Показатели	Ед. измерения	Марки стали			
		У7	45	40Х	30ХГС
		профиль проката			
		28×9	30×8	29×8	28×7
Средняя стойкость до выхода из строя	1 м шпура	9,6	15,6	21,2	60,3
Расход стали на один метр шпура	г	156,5	96,3	71,0	25,0
Стоимость 10 килограммов стали	руб	2,58	2,34	3,50	4,80
Стоимость стали на 10 м шпура	руб	0,40	0,22	0,25	0,12

Поэтому на рудниках Северо-Востока сейчас широко применяются штанги, изготовленные из толстостенных труб стали марки 30ХГС: для коронок диаметром 46—40 — сталь 28×7, для коронок диаметром 40—36 — сталь 25×6,5.

Внедрение этих штанг обеспечивает минимальное сопротивление пылевоздушному потоку, улучшает работоспособность схемы сухого пылеулавливания при бурении.

Влияние шпуров уменьшенного диаметра на трудоемкость отбойки

На рудниках Северо-Востока широкое распространение получили долотчатые буровые коронки типа ДСП (рис. 15).

Для повышения производительности труда бурильщика, увеличения скорости продвижения очистного забоя и улучшения параметров буро-взрывных работ при разработке тонких жил ВНИИ-1 совместно с киевскими специалистами разработал и изготовил коронки уменьшенного диаметра (36 мм) с сухим пылеотсосом трех типоразмеров (рис. 16):

долотчатые (Д-36—22—12);

трехперые с центральной вставкой твердого сплава (ТЦ-36—22—12),

крестовые с центральной вставкой твердого сплава (КЦ-36—22—10).

Испытания коронок проводили на рудниках Северо-Востока СССР. Бурение шпуров вели по паспорту буро-взрывных работ перфораторами ПРО-18Л при давлении сжатого воздуха у перфоратора 4,5—5 атм. При бурении применяли пылеулавливаю-

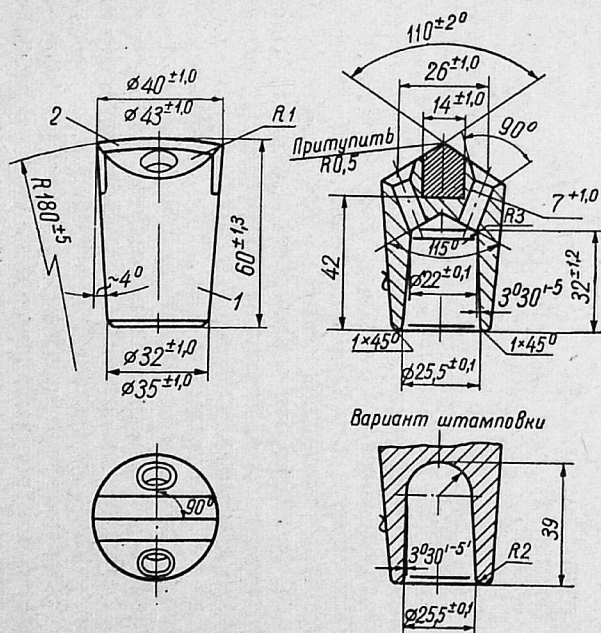


Рис. 15. Конструкция буровой коронки ДСП.

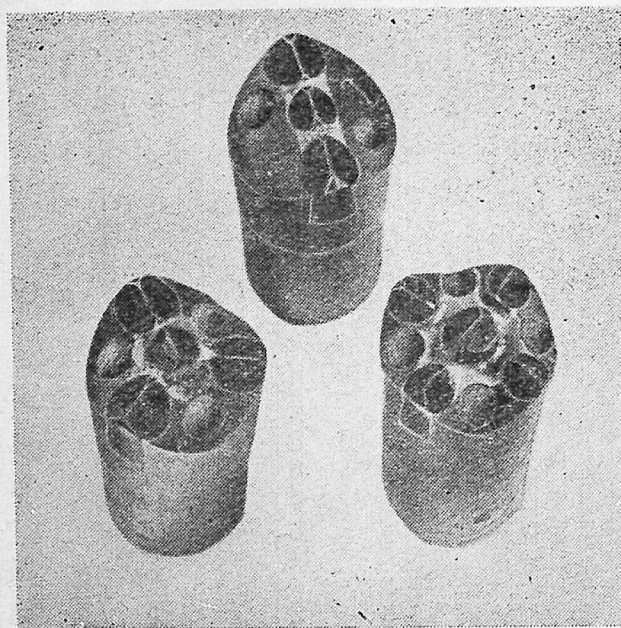


Рис. 16. Буровые коронки уменьшенного диаметра.

щую установку ВНИИ-1-М-61 и буровую сталь марки 30ХГС 23Х6 (пылеотсасывающее отверстие диаметром 11 мм).

Оптимальный типоразмер коронки уменьшенного диаметра определяли путем сравнения с применяющимися на рудниках долотчатыми коронками диаметром 43 мм.

Наиболее эффективными, с точки зрения производительности, оказались крестовые коронки КЦ-36 (табл. 14), скорость бурения которыми по сравнению с долотчатыми коронками диаметром 43 мм увеличилась на 42%. Стойкость долотчатых и крестовых коронок диаметром 36 мм выше соответственно в 1,5 и 2 раза, чем долотчатых диаметром 43 мм (табл. 12).

Таблица 12

Результаты испытаний буровых коронок

Показатели	Ед. измерения	Типоразмер коронки			
		БКС-43	Д-36	ТЦ-36	КЦ-36
Средняя скорость бурения	мм/мин	119	147	150	169
	%	100	124	126	142
Среднее число заточек до выхода коронки из строя		5,2	4,2	3,2	4,4
Стойкость до затупления	м	2,14	3,86	4,26	4,96
Полная стойкость коронки до выхода из строя	м	11,11	16,21	13,64	21,82
	%	100	141	123	197
Вес твердого сплава, расходуемого на оснащение одной коронки	г	91	54	76	75
Расход твердого сплава на 1 м шпура	г/м	8,15	3,32	5,65	3,44
	%	100	41	67	42

Как видно из табл. 12, применение уменьшенного диаметра коронок на рудниках Северо-Востока позволяет значительно увеличить производительность труда, что в значительной степени влияет на улучшение общей эффективности разработки жил. Помимо того шпуры уменьшенного диаметра позволяют заметно снизить разубоживание руды, уменьшить расход взрывчатых веществ и сжатого воздуха и, как следствие, снизить затраты на добычу и переработку руды.

Обращает на себя внимание то, что в последнее время шпуры уменьшенного диаметра начинают применять и при отбойке руды на рудниках, разрабатывающих мощные месторождения, а также при проведении нарезных и подготовительных работ.

Учитывая высокую эффективность и все возрастающие масштабы применения шпуров уменьшенного диаметра, особое значение приобретает разработка методики определения эффективности их применения.

В большом числе опубликованных работ, посвященных вопросам бурения шпуров (скважин), эффективность их использования определялась изменением скорости бурения, в зависимости от диаметра коронки.

Многие авторы работ ограничивались установлением степенной зависимости скорости бурения от диаметра головки бура; предлагались различные значения показателя степени n в известной формуле

$$V = V_0 \left(\frac{d_0}{d} \right)^n.$$

При этом, как правило, не анализировались факторы, оказывающие влияние на изменение этого показателя.

Некоторые авторы утверждали, что скорость бурения с уменьшением диаметра коронки происходит по прямой зависимости ($n = 1$), а часть авторов считала, что это изменение подчиняется квадратичной зависимости (при $n = 2$).

Исчерпывающий ответ на этот вопрос дали исследования лаборатории разработки жильных месторождений Института горного дела им. А. А. Скочинского, подтвердившие, что показатель степени n в приведенной выше формуле может менять свои значения в широких пределах (от 1 до 2—2,5 и более) в зависимости не только от диаметра буровой коронки, но и от многих других факторов: коэффициента крепости обуриваемых пород, мощности перфоратора, давления сжатого воздуха, конструкции буровой коронки и др.

В последние годы появились работы, в которых авторы пошли значительно дальше в оценке применения шпуров (скважин) уменьшенного диаметра, предлагая определять их эффективность не по скорости бурения, а по производительности труда бурильщиков и забойных рабочих.

Особый интерес в этом отношении представляют исследования профессора Д. М. Бронникова, предложившего методику определения оптимального диаметра скважин при отбойке руды в мощных месторождениях, основанную на сравнении показателей производительности труда рабочих забоя, включая сюда и операцию выпуска и вторичного дробления руды, полученных при разных диаметрах скважин. Этот метод является достаточно совершенным для условий разработки мощных месторождений руд, при выемке которых на выбор диаметра взрывных скважин не влияют другие факторы. Однако при разработке жильных месторождений, залегающих в вечномерзлых породах, этим методом пользоваться нельзя, потому что он не учитывает всю совокупность факторов, существенно изменяющихся в зависимости от диаметра применяемых шпуров (коронки).

Эффективность шпуров уменьшенного диаметра при выемке жил нельзя определять не только по увеличению скорости бурения или по повышению производительности труда бурильщиков,

но и по показателю производительности труда рабочих забоя на очистной выемке, так как достигнутые высокие показатели при этом могут свестись на нет при последующих процессах добычи и переработки руды. В качестве примера можно привести случай, когда при разработке жил системами с магазинированием, отбитая руда у которых склонна к частичному слеживанию, может оказаться, что высокая производительность труда при операции отбойки и частичном выпуске руды, достигнутая за счет перехода на шпуров уменьшенного диаметра, повлечет резкое снижение производительности труда при полном выпуске магазина и заметно ухудшит показатели операций добычи руды. Это обычно получается за счет более интенсивного дробления руды при уменьшенных шпурах и меньшей ширины очистного пространства, обуславливающих повышенную способность к слеживанию руды в магазине и, как следствие, к существенному увеличению трудовых затрат при массовом выпуске ее из блоков. Кроме того, эти же условия могут оказаться причиной повышенных потерь руды при выпуске и заметного ухудшения сортировки ее на руднике и обогатительной фабрике.

В практике могут быть и другие примеры, вызывающие аналогичные явления.

Для оценки эффективности применения шпуров уменьшенного диаметра, равно как и других технологических усовершенствований, при разработке жильных месторождений необходимо одновременно с определением увеличения производительности труда или уменьшения трудовых затрат на операции добычи и переработки руды подсчитывать также и суммарное снижение себестоимости добычи и переработки руды. Это позволит избежать кажущихся (ошибочных), иной раз больших, преимуществ использования шпуров уменьшенного диаметра.

Влияние шпуров уменьшенного диаметра, используемых при отбойке на общую трудоемкость добычи и переработки руды, можно определить по формуле:

$$\Delta T = \frac{(T_0 - T_0') + (T_B - T_B') + (T_{от} - T_{от}') + (T_c - T_c') + (T_T - T_T') + (T_n - T_n')}{HL}, \quad (5)$$

где

ΔT — изменение трудовых затрат на добычу и переработку руды, полученное за счет применения шпуров уменьшенного диаметра, чел.-смен/м²;

T_0 — величина трудовых затрат на операции отбойки шпурами обычного диаметра, чел.-смен/м²;

T_0' — трудовые затраты на операции отбойки при шпурах уменьшенного диаметра, чел.-смен/м²;

T_B — трудоемкость выпуска руды при обычном диаметре шпуров, чел.-смен/м²;

T_B' — трудоемкость выпуска при уменьшенных диаметрах шпуров, чел.-смен/м²;

$T_{от}$ — трудоемкость подземной откатки при обычном диаметре шпуров, чел.-смен/ m^2 ;

$T_{от}'$ — трудоемкость подземной откатки при уменьшенном диаметре шпуров, чел.-смен/ m^2 ;

T_c — трудоемкость операции сортировки руды при отработке блока с использованием шпуров обычного диаметра, чел.-смен/ m^2 ;

T_c' — трудоемкость сортировки руды при применении шпуров уменьшенного диаметра, чел.-смен/ m^2 ;

T_T — трудоемкость транспортировки руды на обогатительную фабрику при использовании шпуров обычного диаметра, чел.-смен/ m^2 ;

T_T' — трудоемкость транспортировки руды на обогатительную фабрику при использовании уменьшенных диаметров шпуров, чел.-смен/ m^2 ;

$T_{п}$ — трудовые затраты на переработку руды при использовании обычных диаметров шпуров, чел.-смен/ m^2 ;

$T_{п}'$ — трудовые затраты на переработку руды при применении шпуров уменьшенного диаметра, чел.-смен/ m^2 ;

L — длина блока, м;

H — высота этажа, м.

В формуле 5 критерием трудоемкости приняты трудовые затраты, отнесенные на $1 m^2$ площади жилы. Это сделано потому, что указанный критерий является разнозначным как для обычных, так и для уменьшенных диаметров шпуров. Такие критерии трудоемкости как трудовые затраты, отнесенные на $1 m^3$ или на тонну добытой руды, нами не принимались потому, что при разработке тонкожилых месторождений даже для одного и того же блока они не остаются идентичными.

Если в блоке размерами $H = 40$ и $L = 50$ м при ширине очистного пространства $0,6$ м будет добыто 3500 т руды с содержанием $0,8\%$ олова в руде, то при разработке того же блока с шириной очистного пространства $1,2$ м количество тонн отбитой руды увеличится в два раза и во столько же раз уменьшится содержание в ней металла. Совершенно очевидно, что в том и другом случае тонны руды не будут равнозначными.

Относительное снижение общей трудоемкости добычи и переработки руды, выраженное в процентах, устанавливается следующим образом:

$$\Delta T = \frac{\Delta T}{T_{об}} \cdot 100, \quad (6)$$

где $T_{об}$ — суммарная трудоемкость добычи и переработки руды при обычном способе отбойки, чел.-смен/ m^2 .

Она определяется по формуле:

$$T_{об} = \frac{T_o + T_v + T_{от} + T_c + T_T + T_{п}}{LH} \quad (7)$$

Воспользовавшись формулами 5, 6 и 7, определим изменения трудоемкости добычи и переработки руды от внедрения шпуров уменьшенного диаметра (36 мм вместо ранее применяемых 42—44 мм) для типичного жильного месторождения, имеющего следующие показатели:

$$T_o = 1250, T_o' = 980, T_b = 520, T_b' = 470, T_{от} = 320, T_{от}' = 300, \\ T_c = 210, T_c' = 170, T_r = 280, T_r' = 240, T_n = 1380, T_n' = 1010.$$

Длина блока $L = 50$ м и высота этажа $H = 40$ м.

Подставляя значение приведенных величин в формулу 5, получим:

$$\Delta T = \frac{(1250-980) + (520-470) + (320-300) + (210-170) + (280-240) + (1380-1010)}{50 \times 40}$$

$$\Delta T = 0,38 \text{ чел.-смен/м}^2.$$

Найдем трудоемкость добычи и переработки руды при использовании шпуров обычного диаметра (формула 7).

$$T_{об} = \frac{1250+520+320+210+280+1380}{50 \times 40} = 1,98 \text{ чел.-смен/м}^2.$$

Общее снижение трудовых затрат на добыче и переработке руды, выраженное в %, подсчитаем по формуле:

$$\Delta T = \frac{\Delta T}{T_{об}} \cdot 100 = \frac{0,38 \times 100}{1,98} = 19,2\%.$$

Таким образом, эффективность перехода на отбойку руды с применением шпуров уменьшенного диаметра (36 мм) по сравнению с обычным диаметром (44 мм), выраженная снижением трудовых затрат на добыче и переработке руды, составила 0,38 чел.-смен/м², или 19,2% от общей трудоемкости добычи и переработки руды.

Следует заметить, что рассмотренным методом целесообразно пользоваться при сравнении трудовых затрат по блокам или участкам месторождения, отработанным с использованием шпуров обычных и с уменьшенным диаметром в аналогичных горно-геологических условиях. Поэтому его лучше применять при промышленном внедрении результатов исследования или же при экспериментальных работах, выполняемых в большом объеме.

Правда, при опытных работах, проводимых в небольшом масштабе (менее одного блока), этот метод можно также использовать, но в этом случае результаты, подсчитанные по формулам 5 и 7, будут менее точными.

Наиболее достоверный и вполне исчерпывающий показатель, определяющий эффективность перехода на шпуров уменьшенных диаметров, это себестоимость добычи и обогащения руды с учетом стоимости повышенного извлечения концентрата (металла — за счет более высокой кондиции руды, вызываемой уменьшением ширины очистного пространства).

Для нахождения этого показателя рекомендуется пользоваться выражением:

$$\Delta N = \frac{(T_0 - T_0')n}{LHm_0\gamma} + \left(\frac{P_T - P}{P}\right) V_{\text{пвоз}} + (q - q')n_1 + \left[\left(\frac{m_0 - m_0'}{m_0\gamma}\right) \gamma_0 (n_B + n_{\text{от}} + n_C + n_T + n_n)\right] + \Delta K_{\text{из}} (C_{\text{ис}}' - C_{\text{ис}}) n_K, \quad (8)$$

где

ΔN — разница в себестоимости добычи и переработки руды, полученная за счет перехода на шпуров уменьшенного диаметра, руб/т;

m_0 — ширина очистного пространства при обычном способе отбойки руды, м;

γ — объемный вес руды, отбитой обычным способом, т/м³;

n — стоимость затрачиваемого труда на отбойку 1 т руды, руб;

P_T — производительность труда бурильщика при применении шпуров уменьшенного диаметра, т/см;

P — производительность труда бурильщика при отбойке шпурами обычного диаметра, т/см;

V — расход сжатого воздуха, м³/т;

$n_{\text{воз}}$ — себестоимость сжатого воздуха, руб/м³;

q — расход ВВ при обычных диаметрах шпуров, кг/т;

q_1 — расход ВВ при уменьшенных диаметрах шпуров, кг/т;

n_1 — себестоимость ВВ, руб/кг;

m_0' — ширина очистного пространства при применении шпуров уменьшенного диаметра, м;

γ_0 — объемный вес отбитой пустой породы, т/м³;

n_B — себестоимость операции выпуска руды, руб/т;

$n_{\text{от}}$ — себестоимость подземной откатки, подъема и поверхностной откатки, руб/т;

n_C — себестоимость сортировки руды, руб/т;

n_T — себестоимость транспортировки руды с рудника на обогатительную фабрику, включая и погрузку руды, руб/т;

n_n — себестоимость переработки руды на обогатительной фабрике, руб/т;

$\Delta K_{\text{из}}$ — дополнительное (сверхплановое) извлечение металла в концентрат за счет увеличения содержания металла в исходной руде на 1%, кг;

$C_{\text{ис}}$ — содержание металла в исходной руде, отбиваемой шпурами обычного диаметра, %;

$C'_{\text{ис}}$ — содержание металла в исходной руде, отбиваемой шпурами уменьшенного диаметра, %;

n_K — себестоимость металла в концентрате, руб/кг, руб/г.

Анализируя формулу 8, не трудно увидеть, что первое слагаемое правой ее части выражает стоимостное выражение трудовых затрат на операции отбойки при шпурах уменьшенного диаметра, отнесенных на одну тонну добытой руды. Второе сла-

гаемое правой части формулы показывает экономно, полученную за счет пониженного расхода сжатого воздуха на одну тонну руды, выраженную в стоимостных единицах. Третье слагаемое составляет стоимость уменьшенного расхода взрывчатых веществ и материалов, полученных на одной тонне отбитой руды шпурами уменьшенного диаметра.

Суммарное значение приведенных трех многочленов формулы 8 характеризует эффективность, достигнутую за счет применения шпуров уменьшенного диаметра на одной из ведущих операций — очистной выемке-отбойке руды. Объем ее в общем составе работ обычно бывает довольно значительным. Эта операция характерна тем, что полученные при ней результаты обуславливают довольно высокую эффективность на последующих процессах добычи и переработки руды. Поэтому целесообразно предварительно определять эффективность от применения шпуров уменьшенного диаметра по достигнутым показателям на операции отбойки руды. Для этого рекомендуется пользоваться формулой 9.

$$\Delta N_{отб} = \left(\frac{T_o - T_o'}{LHm_{ог}} \right) n + \left(\frac{P_n - P}{P} \right) V_{пв} + (q - q_1) n_1. \quad (9)$$

Четвертый многочлен, входящий в правую часть формулы 8, показывает снижение себестоимости одной тонны руды на операциях: выдаче, откатке, подъеме, сортировке, транспортировке и переработке руды на обогатительной фабрике или заводе, за счет уменьшенного разубоживания руды, отбитой шпурами уменьшенного диаметра. И наконец, последний многочлен (пятый) введен в формулу для определения экономии, получаемой от повышенного (сверхпланового) извлечения металла в концентрат из более богатой руды, отбиваемой уменьшенными диаметрами шпуров.

Подсчитав таким образом (по формуле 7) общую эффективность шпуров уменьшенного диаметра, выраженную экономией на добыче и переработке 1 т руды, важно установить, какой удельный вес эта экономия составляет в общей себестоимости добычи и переработки. Для этого можно пользоваться выражением

$$\Delta N_{от} = \frac{\Delta N}{n_d - n_n} \cdot 100, \quad (10)$$

где

$\Delta N_{от}$ — относительная экономия от применения шпуров уменьшенного диаметра, выраженная в процентах от суммарной себестоимости добычи и переработки 1 т руды;

n_d — себестоимость добычи 1 т руды, руб;

n_n — себестоимость переработки 1 т руды на обогатительной фабрике, руб.

Общую годовую эффективность можно подсчитать следующим образом:

$$N = \Delta N A_1 + \Delta N_{or} A, \quad (11)$$

где
 N — годовая экономия, полученная от добычи и переработки руды при внедрении шпуров уменьшенного диаметра, руб;
 A — количество руды, отбитой в течение года с использованием шпуров уменьшенного диаметра, т;
 A_1 — количество руды, отбитой шпурами уменьшенного диаметра, выданной и переработанной за год, т.

Годовую эффективность можно также выражать и в процентах от суммарной себестоимости добычи и переработки руды

$$N = \frac{N \cdot 100}{A C_1 + A_1 C_n} \quad (12)$$

Воспользовавшись предлагаемой методикой, определим эффективность применения шпуров уменьшенного диаметра для условий ранее приведенного рудника. на котором стоимость трудовых затрат на отбойку 1 т руды составила $n = 3,10$; производительность труда бурильщика при обычных и уменьшенных диаметрах шпуров соответственно равна $P = 15$ т и $P_n = 21$ т; расход сжатого воздуха на тонну отбитой руды при шпурах обычного диаметра $V = 150$ м³; себестоимость 1 м³ сжатого воздуха $n_{воз} = 0,015$ руб; расход взрывчатых веществ на 1 т добытой руды $q = 1$ кг и $q_1 = 0,85$ кг; себестоимость ВВ $n_1 = 0,5$ руб/кг; ширина очистного пространства при выемке жилы с применением обычных и уменьшенных диаметров шпуров составила $m_0 = 1,2$ м и $m' = 0,98$ м; объемный вес руды и вмещающих пород $\gamma_n = \gamma = 2,5$ т/м³; себестоимость операции выпуска руды, подземной откатки и подъема, сортировки, транспортировки на фабрику и себестоимость переработки руды соответственно равны $n_n = 1,20$ руб, $n_{от} = 1,60$ руб; $n_c = 0,32$ руб, $n_t = 0,38$ руб и $n_n = 6,5$ руб; дополнительное (сверхплановое) извлечение концентрата из одной тонны руды за счет увеличения содержания металла в исходной руде на 1% $\Delta K_{нн} = 1,5$ кг; содержание металла в товарной руде при отбойке ее обычными шпурами $C = 1,2\%$, а при отбойке шпурами уменьшенного диаметра $C_1 = 1,35\%$; себестоимость 1 кг металла в концентрате $n_k = 2$ руб; себестоимость добычи 1 т руды $n_r = 11,0$ руб. Количество руды, отбитой шпурами уменьшенного диаметра $A = 180\ 000$ т. Из этого количества руды переработано на фабрике $A_1 = 150\ 000$ т.

Найдем, на сколько рублей уменьшается себестоимость добычи и обогащения одной тонны руды от перехода на отбойку руды шпурами уменьшенного диаметра (формула 8)

$$\begin{aligned} \Delta N &= \frac{(1\ 250 - 980)3,1}{50 \times 40 \times 1,2 \times 2,5} + \left(\frac{21 - 15}{15} \right) 150 \cdot 0,015 + (1 - 0,85)0,5 + \\ &+ \left(\frac{1,2 - 0,98}{1,2} \right) (1,2 + 1,6 + 0,32 + 0,38 + 6,5) + 1,5(1,35 - 1,20)2 = \\ \Delta N &= 3,36 \text{ руб.} \end{aligned}$$

Определив величину снижения себестоимости добычи и переработки одной тонны руды ΔN , установим удельное значение этой величины в суммарной себестоимости добычи и переработки (формула 10).

$$\Delta N_{от} = \frac{3,36}{11 + 6,5} = 19,2\%.$$

Воспользовавшись формулой 9, найдем снижение себестоимости одной тонны руды на операции отбойки

$$\Delta N_{отб} = \frac{(1250 - 980)3,1}{50 \times 40 \times 1,2 \times 2,5} + \left(\frac{21 - 15}{15} \right) 150 \times 0,015 + (1 - 0,85) = 1,08 \text{ руб.}$$

Общую годовую эффективность подсчитаем по формуле 11.

$$N = \Delta N A_1 + \Delta N_{отб} (A - A_1).$$

$$N = 3,36 \times 150\,000 + 1,8(180\,000 - 150\,000) = 536\,400 \text{ руб.}$$

Таким образом, общая эффективность от перехода на применение шпуров уменьшенного диаметра при отбойке руды на приведенном в примере руднике составляет 536,4 тысячи рублей в год (при годовой производительности обогатительной фабрики 150 тысяч тонн руды). Учитывая, что на большинстве рудников, разрабатывающих жильные месторождения, объемы переработки руды на обогатительной фабрике будут значительно больше, чем на указанном в примере, общая эффективность применения шпуров уменьшенного диаметра на этих рудниках будет значительно превышать подсчитанную сумму.

В случае необходимости не трудно подсчитать, пользуясь предлагаемой методикой, суммарную эффективность от перехода на использование уменьшенного диаметра шпуров по группе рудников или целой отрасли горнорудной промышленности.

Эту методику можно также использовать при определении эффективности использования новых образцов бурового оборудования и инструментов и даже от перехода на новый способ отбойки руды вместо обычно применяемого.

Буро-взрывные работы

Проведенными наблюдениями установлено, что на технико-экономические показатели буро-взрывных работ большое влияние оказывает ширина очистного пространства. В зависимости от мощности жилы на рудниках Северо-Востока она изменяется от 0,8 до 2—3 и более. При уменьшении ширины очистного пространства одновременно со снижением производительности труда рабочих забоя резко возрастает и удельный расход взрывчатых веществ, что видно из данных табл. 13.

Наиболее низкие технико-экономические показатели буро-взрывных работ при отбойке руды в блоках с шириной очистно-

Показатели буро-взрывных работ при различной ширине очистного пространства

Ширина очистного пространства, м	Количество шпуров на забой	Средняя глубина шпуров, м	Объем горной массы за взрыв, м ³	Количество ВВ на взрыв, кг	Коэффициент использования шпуров	Расход ВВ на 1 м ³ горной массы, кг
Аммонит 6ЖВ						
0,75	20	1,6	7,3	25,0	0,83	3,40
0,9	20	1,6	8,2	26,0	0,84	3,17
1,1	20	1,8	12,8	26,0	0,85	2,02
1,6	20	1,8	15,0	29,0	0,85	1,93
2,5	20	2,2	20,0	35,0	0,90	1,75
3,5	20	2,4	26,6	34,0	0,91	1,28
Детонит 10А						
0,9—1,0	53	1,6	25,6	74,5	0,75	3,1
1,0—1,3	47	1,9	39,0	75,0	0,80	1,92
1,5—1,7	59	1,8	52,0	94,0	0,85	1,8
2,0—2,6	53	1,9	85,0	76,0	0,90	0,9

го пространства до 1,6 м. Обычные шпуровые заряды в этих условиях работают в большом зажиме, что приводит к низкому выходу отбитой руды с 1 м шпура и переизмельчению ее при отбойке. Это также приводит к интенсивному трещинообразованию и отслоению боковых пород. На диаграмме, приведенной на рис. 17, показано распределение выхода рудной массы различной крупности в блоках с шириной очистного пространства 0,9—1,6 м, построенной по данным промышленных эксперимен-

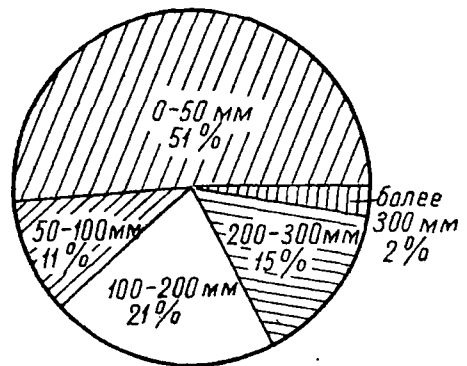


Рис. 17. Гранулометрический состав горнорудной массы при отбойке:

выход фракций меньше 50 мм — 51%;
50—100 мм — 11%; 100—200 мм — 21%;
200—300 мм — 15%; больше 300 мм — 2%.

тов на рудниках. Эти данные показывают, что выход мелких фракций руды (менее 50 мм) при отбойке рудной массы превышает 50% от общего объема.

Однако влияние зажима при малой ширине очистного пространства на технико-экономические показатели буро-взрывных

работ при отбойке можно уменьшить путем применения рациональных параметров буро-взрывных работ.

Основные из этих параметров: диаметр шпуров (зарядов), тип ВВ и количество энергии, приходящейся на 1 м шпура, конструкция заряда, схема расположения шпуров и способ их взрывания.

При выборе диаметра шпуров (зарядов) необходимо учитывать, что конкретной ширине очистного пространства соответствует определенный диаметр заряда, обеспечивающий высокую производительность труда и максимальный экономический эффект. Это наглядно показано в методике определения эффективности использования шпуров уменьшенного диаметра, приведенной выше.

В узком очистном забое, как уже указывалось, большое влияние на эффективность буро-взрывных работ оказывает коэффициент зажима, величина которого определяется по формуле:

$$K_a = \frac{2W}{m_0}, \quad (13)$$

где W — линия наименьшего сопротивления заряда, м,
 m_0 — ширина очистного пространства, м.

Специальными исследованиями установлено, что оптимальное отношение линии наименьшего сопротивления к диаметру заряда $\frac{W}{D}$ равно 20.

Для уточнения указанного соотношения нами были выполнены специальные эксперименты в производственных условиях.

Опытные работы проводили на руднике А в блоке 208, в котором ширина очистного пространства составляла 1,9 м, а коэффициент крепости пород равен 14—16. В качестве ВВ использовали детонит 10А в патронах 32 мм, которыми заряжали шпуры, выбуриваемые на глубину 1,8 м. Патроны ВВ при зарядке не разрезали и не переуплотняли. Взрывание осуществлялось огневым способом. В процессе экспериментов изменяли линию наименьшего сопротивления от 0,5 до 1 м в следующих интервалах: 0,5; 0,6; 0,7; 0,8; 0,9; 1,0 м.

Всего за время опытных работ проведено 76 зачетных взрывов.

Выполненные работы позволили установить, что при линии наименьшего сопротивления 0,8 м и отношении ЛНС к диаметру заряда, равном 18—22, достигается минимальный удельный расход ВВ, высокий коэффициент использования шпура (выше 0,9) и равномерное дробление отбитой руды (с минимальным объемом несортируемой мелочи).

Таким образом, данные исследований подтвердили правоту формулы 13, которой целесообразно пользоваться при определении параметров буро-взрывных работ при разработке жильных месторождений.

По данным Ф. А. Барсукова, значение коэффициента зажима для ряда рудников изменяется от 1,0 до 2,08 (при этом ширина очистного пространства изменялась соответственно от 3,0 до 0,5 м, а удельный расход ВВ на отбойку — от 0,51 до 3,15 кг/м³). Наибольшее влияние коэффициента зажима наблюдается при ширине очистного пространства менее 1,6—1,8 м.

Для очистного пространства небольшой ширины коэффициент зажима и соответственно удельный расход ВВ и выход несортируемой мелочи можно снизить путем применения при отбойке руды зарядов уменьшенного диаметра. Это видно из формулы 13, если в нее подставить среднее отношение $\frac{W}{D}$, полученное при опытных работах и равное 20.

$$K_3 = \frac{40D}{a_0} \quad (14)$$

Таким образом, на коэффициент зажима решающее влияние оказывает диаметр заряда и ширина очистного пространства. В условиях разработки жильных месторождений ширина очистного пространства ограничивается установленной величиной, являющейся почти постоянной для данного месторождения. Поэтому вредное воздействие явлений зажима на эффективность отбойки при выемке жил необходимо снижать путем изменения диаметра заряда ВВ.

Эффективность буро-взрывных работ, как уже указывалось выше, заметно зависит от глубины выбуриваемых шпуров. Превышение оптимальной глубины шпуров приводит к увеличению разубоживания руды, а ее снижение сопровождается ухудшением показателей отбойки. С увеличением глубины шпуров до определенного предела повышается линия наименьшего сопротивления, при которой достигается максимальный выход рудной массы и минимальный удельный расход ВВ.

Для определения оптимальной величины глубины шпуров при очистной выемке проведены опытные работы в производственных условиях. При этом ширина очистного пространства была 1,5 м. Коэффициент крепости пород — 14—16. В качестве ВВ использовали детонит 10А в патронах 32 мм. Диаметр шпуров 43 мм. В процессе опытов изменяли глубину шпуров, которая принималась равной 1,4; 1,6; 1,8; 2,0; 2,2 м. Для каждой глубины шпуров устанавливали максимальную линию наименьшего сопротивления, при коэффициенте использования шпуров выше 0,9.

В результате проведенных исследований установлено, что при глубине шпуров 1,8 м и отношении глубины шпуров к диаметру заряда ВВ, равным 50—55, достигнуты наилучшие показатели отбойки, получена максимальная производительность труда бурильщика, минимальное разубоживание руды и равномерное дробление отбитой рудной массы.

Существенное влияние на эффективность отбойки оказывает схема расположения шпуров. С целью установления степени влияния расположения шпуров на параметры отбойки были выполнены на рудниках специальные исследования.

В результате проведенных исследований установлены зависимости между параметрами расположения шпуров и ЛНС (W). Эти зависимости имеют следующий вид.

Для двухрядного расположения шпуров:

$$\begin{aligned}S_1 &= 1,6W \\S_2 &= 1,3W \\S_3 &= 0,3W;\end{aligned}$$

для трехрядного расположения шпуров:

$$\begin{aligned}S'_1 &= 1,2W \\S'_2 &= 0,7W \\S'_3 &= 0,25W,\end{aligned}$$

где

S_1 и S'_1 — расстояние между шпурами в ряду, *м*,

S_2 и S'_2 — расстояние между рядами шпуров, *м*,

S_3 и S'_3 — расстояние от ряда шпуров до боков блока, *м*.

Использование указанных зависимостей при разработке жил на рудниках Северо-Востока позволит значительно улучшить основные показатели отбойки руды и применяемых систем разработки.

На экономическую эффективность очистной выемки отрицательно влияет увеличенный вес заряда (особенно при разработке тонких жил), который приводит к сильному переизмельчению рудной массы и повышенному разубоживанию руды. Поэтому при отбойке руды в узком очистном пространстве важно установить оптимальный коэффициент заполнения шпура. Опытные работы для этой цели проводились на руднике *А* в блоках с коэффициентом крепости пород 14—16. В качестве ВВ использовали детонит 10А в патронах 32 мм. Глубина шпуров 1,9 м, диаметр 43 мм. Ширину очистного пространства изменяли от 1,2 до 2,3 м. Длину заряда применяли 1; 1,2; 1,4; 1,6; 1,8 м. После отработки блока установлено, что при максимальной ЛНС 0,85 м и длине заряда 1,4 м достигнуты наилучшие показатели буро-взрывных работ: коэффициент использования шпура — 0,95; отношение ЛНС к диаметру шпура 20, минимальное разубоживание руды и минимальный выход мелких фракций.

На основе этих работ установлен оптимальный коэффициент заполнения шпура, равный отношению длины заряда к глубине шпура, который для принятых параметров буро-взрывных работ составил 0,73.

Применение рекомендованных параметров отбойки руды позволило сократить удельный расход ВВ на 18%, а расход буре-

ния — на 24% при значительном улучшении качества отбитой руды. Это в свою очередь обусловило экономию 78 тыс. руб. на каждые 100 тыс. куб. метров отбитой руды (табл. 14).

Таблица 14

Экономическая эффективность применения рациональных параметров буро-взрывных работ

Статьи расходов	При ранее применяемых параметрах буро-взрывных работ			При внедрении новых параметров буро-взрывных работ		
	расход на 1 м ³	цена единицы, руб.	стоимость, руб.	расход на 1 м ³	цена единицы, руб.	стоимость, руб.
Заработная плата						
Бурение шпуров	2,98	0,27	0,81	2,4	0,27	0,65
Заряжание и взрывание		0,11	0,33		0,11	0,26
Доставка и раздача взрывчатых материалов	2,05	0,06	0,123	1,78	0,06	0,11
Подноска взрывчатых материалов взрывниками		0,03	0,062		0,05	0,053
Итого...			1,33			1,10
Материалы						
Взрывчатые вещества	2,05	0,7	1,44	1,78	0,79	1,41
Капсюли-детонаторы	3,34	0,02	0,07	2,91	0,03	0,09
Огнепроводный шнур	5,30	0,03	0,16	4,64	0,03	0,14
Буровая сталь	0,156	0,33	0,51	0,150	0,30	0,45
Твердые сплавы	0,011	37,20	0,41	0,010	37,20	0,37
Прочие материалы			0,33			0,26
Итого...			2,92			2,72
Энергия						
Электроэнергия	3,12	0,104	0,32	2,97	0,104	0,31
Сжатый воздух	326	0,130	4,24	280	0,14	3,92
Итого...			4,56			4,23
Цеховые расходы						
Амортизация оборудования			0,42			0,38
Текущий ремонт бурового оборудования			0,15			0,18
Охрана труда			0,09			0,08
Всего...			0,66			
Итого затрат на 1 м ³ руды			9,47			8,69
Итого затрат на 100 000 м ³			947 000			869 000
Экономия, полученная при отбойке 100 000 м ³ руды, руб.					78 000	

Выпуск руды и факторы, влияющие на его трудоемкость

Из всех систем разработки, применяемых на рудниках Северо-Востока, система с магазинированием руды наиболее распространена. На ее долю приходится свыше 60% добываемой руды. По трудовым затратам система с магазинированием относится к наименее трудоемким. Это объясняется тем, что технология очистной выемки состоит только из двух процессов — отбойки руды и выпуска ее из блока.

Выпуск руды из магазинов почти на всех рудниках осуществляется через деревянные люки, устанавливаемые на расстоянии 5—6 м один от другого. Хотя руда выходит из блока под действием собственного веса, все же процесс выпуска связан с довольно значительными трудовыми затратами. Средняя величина этих затрат по наиболее типичным рудникам жильного типа (см. табл. 5) составила 0,19 чел.-смен/м³.

Главная причина этого — малая ширина очистного пространства. Истечение руды из узких магазинов обычно сопровождается частыми зависаниями ее внутри блока, на ликвидацию которых приходится затрачивать много труда и времени. В ряде случаев эти зависания бывают настолько частыми и устойчивыми, что полностью ликвидировать их не представляется возможным, вследствие чего значительная часть отбитой руды безвозвратно теряется в блоках.

Эффективным средством борьбы с отслоениями боковых пород может служить поддержание боковых пород болтовой крепью. Однако в условиях узкого очистного забоя применение этой крепи обычно вызывает большие затруднения. Поэтому зачастую целесообразнее использовать распорную крепь внутри магазина.

Для выявления эффективности поддержания отслаивающихся боков выработанного пространства распорной крепью и установления влияния ее на трудоемкость выпуска руды лабораторной разработкой жильных месторождений Института горного дела им. А. А. Скочинского были выполнены специальные исследования в лабораторных и промышленных условиях, представляющие большой интерес и для рудников Северо-Востока.

Лабораторные исследования проводились кандидатом технических наук Д. И. Рафиенко на модели блока, изготовленной в масштабе 1 : 50. Выпуск руды исследовался при разном расположении распорной крепи в блоке: рядами по оси люков, между люками и при бессистемном расположении распорок. Расстояние между рядами крепи изменяли от 3 до 10 м, а между распорками в ряду — от 1 до 16 м.

Ширина очистного пространства принималась равной 1,2 и 3 м, а угол падения — 60, 70 и 90°. Сечение выпускных отверстий (люков) составляло 1×1 м. При выпуске использовали руду,

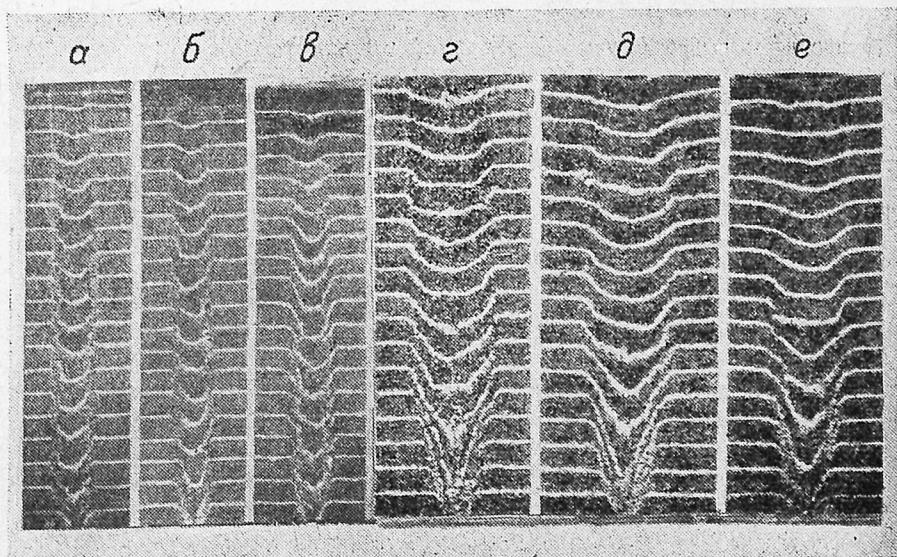


Рис. 18. Формы фигур выпуска руды при различном расположении рядов распорной крепи в блоке:

а, б, в — при расположении рядов крепи между люками; г, д, е — при расположении рядов крепи над люками.

гранулометрический состав которой в принятом масштабе соответствовал наиболее часто встречающейся крупности при разработке жильных месторождений — $450+300 \text{ мм} — 10\%$; $—300 \pm 150 \text{ мм} — 20\%$; $—150+500 \text{ мм} — 70\%$. Всего было произведено 112 опытов, каждый опыт для большей достоверности повторялся два-три раза.

Выполненные эксперименты показали, что наиболее низкая трудоемкость выпуска получается при расположении рядов распорной крепи над люками. В этом случае ширина фигуры выпуска (рис. 18) увеличивается вдвое по сравнению с расположением рядов распорной крепи между люками. При выпуске руды из смежных люков при таком расположении крепи фигуры выпуска накладываются друг на друга, что значительно уменьшает возможность зависания руды в магазине и снижает трудоемкость этой операции. В случае расположения крепи между люками выпуск руды из люков происходит обособленно, фигуры выпуска не накладываются друг на друга, вследствие чего в магазине образуются мертвые пространства, обуславливающие зависания руды и повышенные трудовые затраты на ее выпуск. Данные трудоемкости выпуска руды при различном расположении крепи в магазине приводятся в табл. 15.

Как видно из таблицы 15, трудоемкость выпуска при расположении рядов распорной крепи над люками почти такая же,

Трудоемкость выпуска руды при распорной крепи в магазине

Расположение распорной крепи в магазине	Число опытов	Время, затрачиваемое на выпуск 1 000 объемных единиц руды	Число зависаний на 1 000 объемных единиц руды
По оси люков	18	9,1	3
Между осями люков	16	11,3	4
Расстояние между распорками в ряду менее 1,5 м	8	50,4	15,0
Расстояние между распорками в ряду 2—3 м	10	14,2	5
Крепь отсутствует	6	9,8	3

как и трудоемкость этой операции при отсутствии в магазине крепи. Это обстоятельство говорит о том, что правильно выбранное расположение распорной крепи в магазине не препятствует нормальному выпуску ее из блока.

В процессе исследования операции выпуска руды в лабораторных и промышленных условиях установлено, что неравномерное расположение распорной крепи в магазине сильно затрудняет процесс выпуска, вследствие чего резко возрастает его трудоемкость и увеличивается число зависаний в магазине.

Для определения расстояния между выпускными люками, обеспечивающего минимальные трудовые затраты на выпуске руды, в процессе экспериментов необходимо было установить формы и размеры фигур выпуска при различной ширине очистного пространства и определить, как они будут изменяться в зависимости от разного расположения рядов распорной крепи внутри магазина.

В результате этих экспериментов установлено, что фигуры выпуска имеют форму эллиптических цилиндров. Наличие ряда распорной крепи над люками создает условия, при которых истечение руды в погрузочный люк происходит как бы из двух отверстий, расположенных одно около другого. При этом внутренние стороны фигур выпуска, образующихся над этими отверстиями, накладываются друг на друга, создавая один эллиптический цилиндр увеличенной ширины.

Исследование фигур выпуска показало, что при расположении вертикальных рядов распорной крепи над люками с расстоянием между ними до 3,25 м не требуется сооружения дополнительных люков между рядами. При более редком расположении крепи, во избежание возможных зависаний и потерь руды в магазине, необходимо устройство дополнительных люков.

По данным опытных работ, изменение малой оси эллипса b , в зависимости от высоты слоя замагазинированной руды h при одинаковой ширине очистного пространства можно определять,

пользуясь эмпирической формулой, предложенной Д. И. Рафиенко:

$$b_3 = \frac{h_c}{2,9 + 0,08h} \quad (15)$$

Графически эта зависимость выражается кривой, приведенной на рис. 19. Как видно из рисунка, при расстоянии между осями люков 6—7 м выпуск из каждого люка даже при высоте

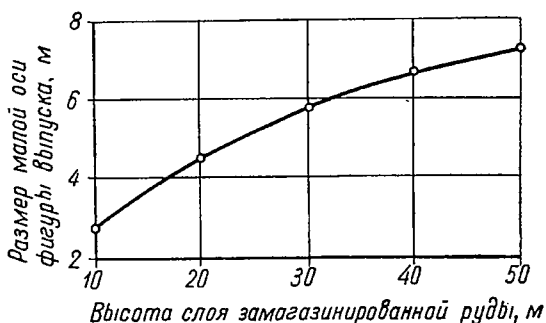


Рис. 19. Изменение малой оси фигур выпуска в зависимости от слоя замагазинированной руды (при расположении распорной крепи по оси люков).

слоя 40—50 м будет происходить обособленно, и фигуры выпуска не будут накладываться друг на друга, а лишь будут касаться одна другой. В этом случае возможны частые зависания руды

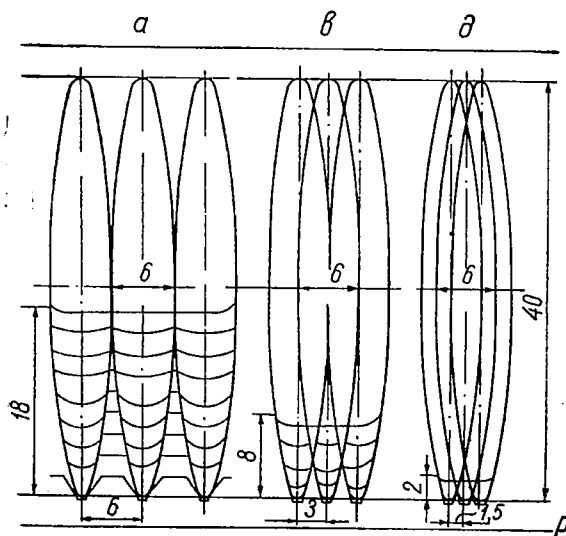


Рис. 20. Расположение фигур выпуска руды при рассредоточенном расположении люков.

в магазине, вызывающие большие затраты труда на их ликвидацию. Для устранения указанных недостатков нужно переходить на сближенное расположение люков, при котором эллиптические цилиндры выпуска будут взаимно пересекаться и при-

водить в движение отбитую руду над смежными люками. Такому условию будет отвечать выпуск руды через люки с расстоянием между ними, не превышающим 3,25 м. Это видно на рис. 20: фигуры выпуска построены по размерам, полученным при опытных работах. При более частом расположении люков фигуры выпуска гуще накладываются друг на друга, благодаря чему условия выпуска улучшаются. Однако при этом будут увеличиваться трудовые затраты на сооружение люков. При сближенном расстоянии люков резко снижается трудоемкость операции выпуска и до минимума уменьшаются потери отбитой руды в блоке.

Для установления влияния расстояния между люками на трудоемкость выпуска были проведены специальные наблюдения в 9 блоках с шириной очистного пространства 1,4—1,5 м и с расположением люков через 6,3 и 1,5 м один от другого. Средние данные этих наблюдений приводятся в табл. 16.

Таблица 16

Трудовые затраты на выпуск руды из блоков при разном расстоянии между люками

Расстояние между люками, м	Количество выпущенной руды, м ³	Трудоемкость выпуска, чел.-смен на 100 м ³
6	1 200	4,66
3	800	2,66
1,5	2 100	1,53

Приведенные в таблице данные показывают, что сближенное расположение люков в системе с магазинированием руды при всех прочих равных условиях — одно из эффективных мероприятий, способствующих снижению трудовых затрат на операции выпуска руды.

Примерно такая же закономерность изменения трудоемкости выпуска в зависимости от расстояния между выпускными отверстиями была получена Д. И. Рафиенко при проведении опытных работ в лабораторных условиях.

Установив величину трудовых затрат при рассредоточенном и сближенном расположении люков и зная трудоемкость их сооружения, не трудно определить эффект (по трудовым затратам) выпуска при сближенных рудоспусках. Для этого рекомендуется следующее выражение:

$$T_{\text{л}} + A_6 T_{\text{в}} \leq \frac{L}{x} t_{\text{л}} + A_6 T_{\text{в}}', \quad (16)$$

где

$T_{\text{л}}$ — общие трудовые затраты на сооружение люков при сближенном их расположении, чел.-смен/блок;

- A_6 — количество руды, отбитой в одном блоке, m^3 ;
 T_B — трудоемкость выпуска руды из блока при сближенном расположении люков, *чел.-смен/ m^3* ;
 L — длина блока, m ;
 x — расстояние между люками при рассредоточенном их расположении, m ;
 t_L — время, затрачиваемое на сооружение одного люка, *чел.-смен*;
 T_B' — трудоемкость выпуска при рассредоточенном расположении люков, *чел.-смен/ m^3* .

Решая выражение 16 относительно T_L , получим формулу для определения максимальных трудовых затрат на сооружение люков в блоке при сближенной схеме их расположения

$$T_L \leq \frac{L}{x} t_L + A_6 (T_B' - T_B). \quad (17)$$

Если на каком-либо из рудников суммарная трудоемкость возведения сближенных люков будет больше, чем величина, подсчитанная по формуле 17, это будет означать, что переход на принятую схему расположения сближенных люков по трудовым затратам не целесообразен. Поэтому в указанных условиях необходимо несколько увеличить расстояние между люками.

Как видно из формулы 17, величина T_L будет изменяться в зависимости от трудовых затрат, получаемых при выпуске через сближенные люки T_B , то есть

$$T_L = f(T_B). \quad (18)$$

Графическое выражение этой формулы приведено на рис. 21. Из него видно, что величина T_L в зависимости от T_B изменяется

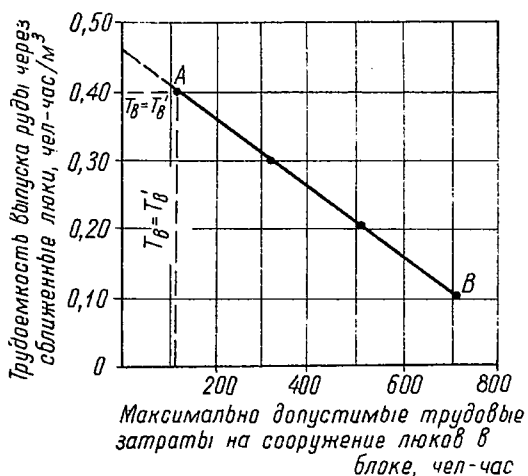


Рис. 21. Изменение экономической целесообразности трудовых затрат на сооружение люков в блоке в зависимости от трудоемкости выпуска руды.

довольно значительно. При $T_B = 0,4 \text{ чел.-час/м}^3$ (точка А на кривой) равна трудоемкости сооружения люков при рассредоточенном их расположении, то есть в этом случае применение сближенных люков не дает никакого эффекта. Надо заметить, что в практике такие случаи не встречаются, так как при уменьшении расстояния между люками всегда происходит снижение трудоемкости выпуска руды.

При величине $T_n = 0,10 \text{ чел.-час/м}^3$ значение T_n (точка В) на кривой составляет 720 чел.-час. Это значит, что в данных условиях переход на сближенные люки будет очень эффективным, так как на сооружение их можно израсходовать 720 чел.-час, а при трудовых затратах на один люк, равных 12 чел.-час, это будет соответствовать 60 люкам на один блок. При таком соотношении T_B и T_n , даже при сооружении 40 люков в блоке, 200 чел.-час будет сэкономлено на каждый очистной блок.

Определив по формуле максимальную величину трудовых затрат на сооружение люков при сближенном их расположении, важно установить минимальное расстояние между люками x . Для этого можно воспользоваться выражением

$$T_n = \frac{L}{x} t_n \quad (19)$$

решая которое относительно x , получим нужную для этой цели формулу

$$x = \frac{L \cdot t_n}{T_n} \quad (20)$$

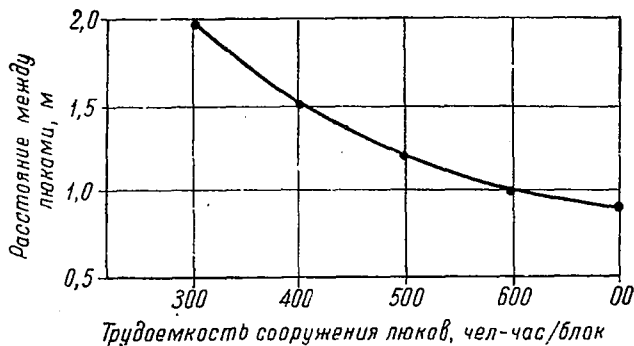


Рис. 22. Изменение минимального расстояния между люками в зависимости от трудоемкости их сооружения.

Графическое выражение формулы 20 приведено на рис. 22. Как видно из формулы 20 и рис. 22, между трудоемкостью возведения люков в блоке и минимальным их расстоянием существует обратная пропорциональная зависимость, имеющая гиперболический характер.

Воспользовавшись формулой 17, определим максимальную величину трудовых затрат на сооружение люков при переходе на выпуск со сближенной схемой их расположения для условий рудника В. Разработка месторождения ведется по системе с магазинированием руды, длина блока $L = 50$ м, расстояние между люками $x = 5$ м, время, затрачиваемое на устройство одного люка, $t_{\text{л}} = 12$ чел.-час, объем отбитой руды в блоке $A_{\text{б}} = 2200$ м³, трудоемкость выпуска руды из блока составляет при рассредоточенных люках $T_{\text{в}}' = 0,4$ чел.-час/м³, при сближенных люках $T_{\text{в}} = 0,2$ чел.-час/м³.

При этих условиях максимальная величина трудовых затрат на сооружение люков будет равна:

$$T_{\text{л}} = \frac{L \cdot t_{\text{л}}}{x} + A_{\text{б}} (T_{\text{в}}' - T_{\text{в}}) = \frac{50}{5} \cdot 12 + 2200 (0,4 - 0,2) = 560 \text{ чел.-час.}$$

Минимальное расстояние между люками при сближенном их расположении для этих условий определим по формуле 20.

$$x = \frac{L \cdot t_{\text{л}}}{T_{\text{л}}} = \frac{50 \cdot 12}{560} = 1,07 \text{ м.}$$

Приведенный расчет показывает, что минимальное (экономически целесообразное) расстояние между люками для приведенного в примере рудника значительно меньше, чем расстояние, установленное по фигурам выпуска руды из узких магазинов, — 3,25. Это означает, что переход рудников на выпуск руды через сближенные рудоспуски будет сопровождаться резким снижением трудовых затрат на одной из ведущих операций очистной выемки — выпуске руды.

Значительное влияние на трудоемкость выпуска руды оказывает ширина очистного пространства. При примерно одинаковой крупности, влажности и физико-механических свойствах отбитой руды ширина очистного пространства может довольно резко изменять трудоемкость операции выпуска. Это подтверждается специальными наблюдениями, проведенными на руднике А на выпуске руды из блоков при разной ширине очистного пространства (табл. 17).

Таблица 17

Трудоемкость выпуска руды из блоков при различной ширине очистного пространства

Ширина очистного пространства, м	Число выпущенных блоков	Трудоемкость выпуска, чел.-смен/м ³	Количество зависаний за время наблюдений
0,90	1,0	0,174	12
1,50	2,0	0,125	7
2,00	2,0	0,095	5
2,50	0,5	0,078	3
3,0	1,0	0,075	4

Все данные таблицы взяты из блоков, обработанных системой с магазинированием руды, при расстоянии между выпускными люками 5—6 м.

При увеличении ширины очистного пространства с 0,90 до 2,0 м трудоемкость выпуска снижается на 0,079 чел.-смен/м³, или на 45% (рис. 23). Это снижение, как показали наблюдения на руднике А, происходит в основном за счет резкого уменьшения числа зависаний замагазинированной руды при увеличенной выемочной мощности блока. Если в блоке с выемоч-

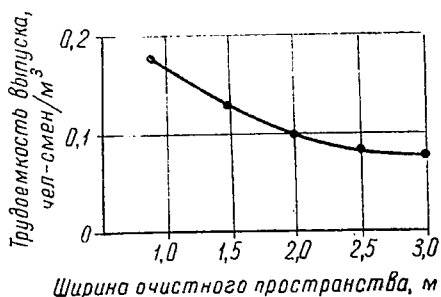


Рис. 23. Изменение трудоемкости выпуска в зависимости от ширины очистного пространства.

ной мощностью 2,0 м за все время наблюдений зарегистрировано только пять зависаний, то в блоке с шириной очистного пространства 0,9 м за такое же время их было 12. Причем почти все зависания руды в магазине происходили в результате заклинивания крупных кусков руды в горловине люков и на высоте 1,5—3 м над выпускными люками. Для снижения трудовых затрат на выпуске руды в блоках с небольшой шириной очистного пространства необходимо применение при взрывании (если шнуры уменьшенных диаметров) простейших ВВ (игданитов) или зарядов с осевыми воздушными промежутками. Применение таких зарядов при проведении исследовательских работ лабораторией оптимизации использования недр сектора физико-технических горных проблем ИФЗ АН СССР позволило не только заметно улучшить качество дробления руды, но и снизить на 10—15% ее разубоживание.

Трудоемкость выпуска руды из узких магазинов может заметно возрастать в зависимости от повышенной влажности руды. Такая руда встречалась при разработке подмерзлотных горизонтов рудников Северо-Востока. При обычной влажности (до 5—6%) выпуск происходит беспрепятственно. При увеличении влажности до 10—12% в процессе выпуска начинают образовываться сводообразные полости внутри магазина, ликвидация которых сопряжена с дополнительными трудовыми затратами и с повышенной опасностью работ. После устранения таких полостей в процессе обработки блока на поверхности руды в мага-

зине часто образуются глубокие воронки, вследствие чего бурные руды в этих местах приходится вести со специальных полков, на сооружение которых расходуется дополнительное количество труда и крепежного материала. Сильно увлажненную руду (свыше 15%), особенно при наличии мелкой глинистой и пылевидной примеси, выпускать становится очень трудно. Такая руда быстро слеживается, внутри магазина и над люками образуются устойчивые своды, трудоемкость выпуска возрастет в два-три раза, резко увеличиваются потери руды. В ряде случаев по этой причине приходится отказываться от системы с магазинированием. В качестве примера можно привести рудник Л, на котором при разработке подмерзлотных горизонтов ввиду сильной влажности отбитой руды пришлось отказаться от системы с магазинированием руды и перейти на выемку с креплением выработанного пространства.

При разработке жильных месторождений системами с магазинированием выпуск руды обычно осуществляют через различные конструкции погрузочных люков, с помощью камер грохочения и безлюковой погрузки. Наибольшее распространение получил выпуск через погрузочные люки. Для выявления наиболее эффективных параметров и конструкций выпускных устройств лабораторией разработки жильных месторождений Института горного дела им. А. А. Скочинского и ВНИИ-1 на ряде рудников были выполнены специальные исследования. Многочисленные наблюдения за выпуском руды на этих рудниках показали, что при расстоянии между погрузочными люками 6 м поверхность руды в магазине оседает неравномерно, образуя воронки над осями люков. Размеры этих воронок зависят от высоты слоя замагазинированной руды, гранулометрического состава, ширины очистного пространства.

На разравнивание руды в магазине в этих условиях приходится производить значительные трудовые затраты, часто достигающие 50% от общей трудоемкости выпуска.

При расстоянии между люками, равном 3 м, образование воронок в магазине происходит, если высота слоя не превышает 8—10 м. После чего руда оседает равномерно по всей длине блока. В случае более сближенного расстояния между люками (2,0 м и менее) замагазинированная руда при выпуске все время оседает равномерно, вследствие чего трудовые затраты на разравнивание руды в блоке отсутствуют и трудоемкость выпуска заметно снижается. Однако при значительном проявлении горного давления сближенное расположение люков может затруднять надежное закрепление днища блока, вследствие чего расстояние между осями люков в таких случаях нужно увеличивать до 2—2,5 м и устанавливать между ними 6—8 крепежных рам вместо 2—3. Но и при этом трудовые затраты на выпуск руды снижаются более чем в 1,5 раза (по сравнению с затратами при расстоянии между люками 5—6 м).

Одновременно с исследованием влияния расстояния между люками на трудоемкость выпуска авторами изучалось и влияние на этот показатель конструкций выпускных устройств. При всех конструкциях погрузочных люков, применяемых в настоящее время, их пропускная способность зависит главным образом от ширины выпускного отверстия, так как высота его по условиям разработки обычно ограничивается размером 0,6—0,7 м. На преобладающем большинстве рудников Северо-Востока, равно как и на других рудниках страны, ширину люков принимают равной 0,7—0,8 м, и лишь в редких случаях она составляет 0,9 м. Это объясняется тем, что почти на всех рудниках при выпуске руды применяют малогабаритные вагонетки, емкость которых, как правило, не превышает 0,5—0,6 м³. При такой небольшой ширине выпускных отверстий свободное истечение руды может происходить при максимальном размере кусков 0,20—0,25 м. Наличие же в руде более крупных кусков будет затруднять выпуск, вследствие чего трудовые затраты на эту операцию будут резко возрастать. Сказанное подтверждают результаты опытных работ, выполненных А. Ф. Назарчиком на чехословацких рудниках (табл. 18).

Таблица 18

Трудоемкость выпуска руды через люки с различной шириной выпускных отверстий (расстояние между люками 6 м)

Гранулометрический состав руды	Количество выпущенной руды, м ³	Трудоемкость выпуска при различной ширине выпускного отверстия, чел.-час/м ³				
		0,60	0,75	0,90	1,0	1,20
—400+250 мм — 18%	210	0,29				
—250+150 мм — 32%	180		0,22			
—150 мм — 50%	180			0,18		
	220				0,15	
	110					0,10

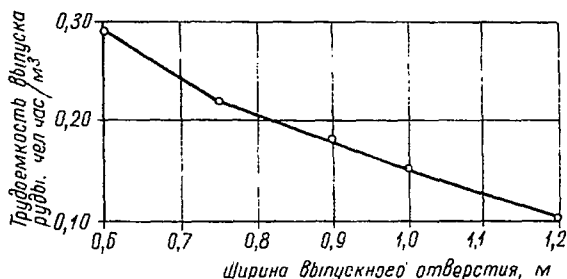


Рис. 24. Изменение трудоемкости выпуска в зависимости от ширины выпускного отверстия люка.

Изменение трудоемкости выпуска руды в зависимости от ширины выпускного отверстия люка приведено на рис. 24.

Как видно из рисунка, трудоемкость выпуска при ширине выпускного отверстия 0,6 м в три раза выше, чем при ширине

1,2 м. Это говорит о том, что для резкого снижения трудоемкости выпуска руды необходимо переходить на конструкции люков с шириной выпускного отверстия 1,2 м и более. Переход этот должен увязываться с заменой применяемых на рудниках вагонеток, длина которых должна составлять 1,5—1,6 м. Выпуск руды в такие вагонетки при сближенном расположении люков позволит значительно поднять производительность труда рабочих забоя, устранить затраты на ликвидацию завесаний руды в магазине и снизить расходы, связанные с ремонтом люков.

При разработке жил в недостаточно устойчивых породах, когда необходимо, наряду с эффективным выпуском руды, создать прочно закрепленное днище блока, на некоторых рудниках страны применяют камеры грохочения.

Камеры грохочения позволяют получить большую ширину выпускных отверстий (1,5—2 м) и прочно закрепить днище блока, однако расстояние между выпускными отверстиями при этом необходимо выдерживать большим (6—8 м). Поэтому выпуск руды при отработке нижней части блока (на высоту 18—20 м) будет происходить неравномерно, с образованием воронок на поверхности магазина, на разравнивание которых потребуются дополнительные затраты труда. Кроме того, в процессе выпуска в таких условиях будут иметь место случаи завесания руды в блоке, влекущие увеличение трудоемкости выпуска и повышенные потери отбитой руды. Вместе с тем трудоемкость выпуска будет еще возрастать и за счет больших затрат труда на сооружение камер грохочения.

Относительно низкой трудоемкостью отличается безлюковый выпуск руды непосредственно на нижний откаточный штрек со скреперной погрузкой руды в вагонетки через погрузочный полук или со скреперованием ее в рудоспуски нижележащего горизонта. Применение такой схемы выпуска на руднике А показало значительное снижение трудоемкости выпуска по сравнению с люковой погрузкой. Однако, несмотря на это, ее нельзя рекомендовать к широкому промышленному использованию, так как выпуск руды на горизонт откатки чрезвычайно затрудняет работу на этом горизонте, а перепуск руды на нижележащий горизонт требует полной подготовки его к очистной выемке. Поэтому безлюковый выпуск может найти применение лишь при отработке фланговых частей месторождения, где погрузка не будет мешать транспортировке руды по горизонту, и на промежуточных поэтажных штреках при разработке месторождений с большой высотой этажей.

Безлюковый выпуск руды на горизонт откатки из специально пройденных выработок (заездов) в практике СССР не нашел применения ввиду больших трудовых затрат на проходку подъездных выработок (заездов) и значительного расстояния (7—8 м) между выпускными отверстиями, затрудняющими равномерное оседание руды в магазине. Это подтвердили опытные

работы по применению такой схемы подготовки блоков и выпуска руды, ранее проводившиеся на руднике У. Высокая трудоемкость, полученная при указанном способе выпуска, заставила отказаться от промышленного использования его.

Исследования ВНИИ-1, проведенные на руднике А, а также эксперименты, выполненные лабораторией оптимизации использования недр сектора физико-технических горных проблем ИФЗ АН СССР, показали, что при разработке жил, залегающих во вмещающих породах, способных к отслоениям в процессе отбойки руды, могут найти применение системы с магазинированием и выпуском руды на горизонт скреперования, специально выкрепляемый в днище обрабатываемого блока. Опытные работы с такой схемой выпуска были проведены на руднике Ж в блоке № 12*.

Блок длиной 60 м был разделен на два полублока. В одном из них был устроен горизонт скреперования, а в другом (для сравнения) оборудованы сближенные люки.

Для устройства горизонта скреперования в кровле штрека был вынут слой руды высотой 2 м, после чего штрек закрепили двоянными крепежными рамами со сплошной затяжкой кровли накатником. Поверх накатника через 1 м укладывались врасклинку шпалы, на которых были закреплены почти вплотную друг к другу рельсы легкого типа. После этого вынимали два слоя руды и на высоте 3 м от рельсов закрепляли кровлю скреперного горизонта.

Из всех конструкций выпускных устройств, испытанных в процессе опытных работ, наиболее эффективными оказались выпускные ниши, специально устроенные в висячем или лежащем боку скреперного штрека. Выпускные отверстия ниш перекрывались отдельными стальными стержнями, уложенными на крючья, закрепленные у бортов ниш.

Трудовые затраты на сооружение горизонта скреперования только на 10—12% превышают трудоемкость нарезки блока со сближенными люками, а трудоемкость выпуска при этом снизилась почти в 1,5 раза. В процессе выпуска руды использовали скреперную лебедку ЛУ-15 с емкостью скрепера 0,15 м³.

Помимо низкой трудоемкости, достоинством указанного способа выпуска руды является еще и то, что при нем значительно снижается запыленность воздуха на горизонте откатки за счет резкого сокращения погрузочных люков, сооружаемых только на флангах блока. Это достоинство приобретает особое значение для рудников, опасных по силикозу.

* Опытные работы выполнялись кандидатом технических наук Д. И. Рафенко.

РАЗУБОЖИВАНИЕ РУДЫ И ОСНОВНЫЕ ПУТИ ЕГО СНИЖЕНИЯ

К основным источникам разубоживания руды на рудниках Северо-Востока следует отнести:

отбойку пустых пород совместно с жильной массой непосредственно при ведении очистных работ;

отслоение боковых пород при выпуске руды из блока;

вынужденную выемку междужильных прослоек пустых пород при сближенном расположении рудных тел.

Весьма значительной величины достигает разубоживание руды, происходящее за счет вынужденной отбойки междужильных прослоек пустых пород. Оно составляет в среднем по руднику *A* 21—26%, по руднику *B* — 7—10% и по руднику *E* — 12—15%. Вторичное разубоживание на рудниках (отслоение боковых пород при выпуске) не превышает 5—7%.

Высокое разубоживание руды приводит к экономическому ущербу, складывающемуся из дополнительных затрат на подземный и поверхностный транспорт, переработку пустой породы при обогащении разубоженных руд, снижения производственной мощности обогатительных фабрик по выпуску концентрата. Часто разубоживание руды бывает настолько высоким, что общие затраты, связанные с добычей и переработкой пород, разубоживающих жильную массу, достигают 50% и более от общей себестоимости концентрата. Так, на руднике *B* себестоимость выпуска, подъема, транспортировки и переработки содержащихся в руде пустых пород превышает 42% от общей себестоимости добычи и переработки руды.

Из основных путей снижения разубоживания руды можно указать на следующие:

повышение интенсивности очистной выемки за счет уменьшения размеров блоков, высокой концентрации работ, организации скоростной отбойки руды в блоках, применения специальных видов крепления;

применение системы разработки с отдельной выемкой руды; переход на новый метод планирования добычи не по руде, а по металлу;

применение рациональных параметров буро-взрывных работ (шпуров малого диаметра) при отбойке руды в блоках; широкое использование сортировки руды.

Применение системы разработки с раздельной выемкой руды

В современной практике разработки рудных месторождений малой мощности применяют раздельную выемку либо с предварительным вскрытием жилы по висячему или лежащему боку, либо с предварительной выемкой жилы с последующей подработкой висячего или лежащего боков. Разработку тонких и весьма тонких жил с раздельной выемкой применяют в отечественной практике очень редко, хотя при этом способе выемки обеспечивается наиболее полное использование недр с сохранением высокого качества добываемой руды и повышенного извлечения полезных компонентов из руды при ее обогащении.

Основными причинами весьма малого распространения систем с раздельной выемкой руды являются: низкая производительность труда на очистных работах, высокий удельный расход бурения и взрывчатых веществ, высокие потери руды в закладочном массиве, отсутствие планирования добычи по металлу, являющегося решающим фактором материального стимулирования рудников за высокое качество добываемой руды.

Несмотря на отмеченные недостатки, система с раздельной выемкой руды применялась на рудниках Северо-Востока. В качестве примера можно привести рудник Г, на котором эффективно использовалась сплошная система разработки тонких и весьма тонких пологопадающих жил с раздельной выемкой. Рудное тело месторождения представлено жилой с углом падения $23-25^\circ$ и мощностью $0,1-0,3$ м. Коэффициент крепости жильной массы — 9, объемный вес — $2,5$ т/м³. Вмещающие породы, представленные песчано-глинистыми сланцами, неустойчивы, коэффициент крепости — 8. Контакты жильной массы с вмещающими породами ясно выражены, что обусловило возможность добывать жильную массу с незначительным разубоживанием. Доставка отбитой руды до рудоспуска осуществлялась скрепером, а доставка отбитых вмещающих пород в закладку — вручную.

Высота очистного пространства составляла $1-1,2$ м.

Сплошная система разработки тонких и весьма тонких пологопадающих жил с совместной выемкой-выдачей руды и вмещающих пород также применялась на руднике Г (рис. 25).

При совместной выемке в забое отсортировывалось $15-20\%$ породы, которая оставлялась в очистном пространстве в качестве закладки или использовалась для забутовки костровой крепи. Поддержание кровли осуществлялось распорной крепью, кострами и частично закладкой. Конструктивные параметры системы: длина блока — 50 м, наклонная высота — 35 м, ширина надштрекового целика — $2,5$ м, ширина восстающего — 2 м, расстояние между рудоспусками — 6 м, средняя высота очистного пространства — $1,2$ м.

Широкое внедрение раздельной выемки на руднике Г было осуществлено на основе обширных исследований этого способа разработки, проведенного институтом ВНИИ-1 совместно с работниками производства. В процессе этих исследований была установлена оптимальная высота выработанного пространства, составляющая для мощности жил менее 0,2 м —

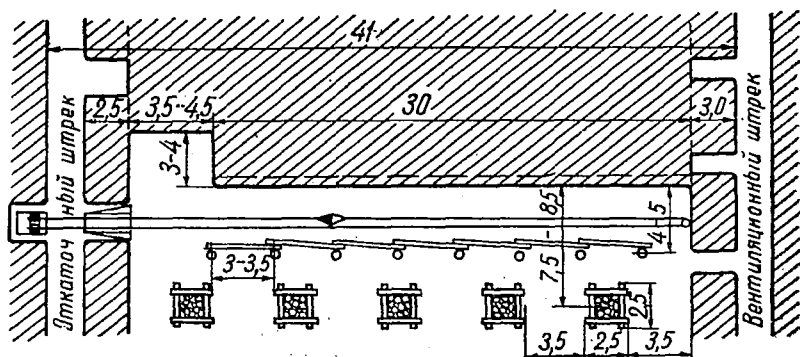


Рис. 25. Забутовка костровой крепи вмещающими породами (рудник Г).

0,9 м и жил с мощностью 0,2—0,4 м—1,1 м. Опыт применения раздельной выемки при разработке маломощных рудных месторождений Северо-Востока показал ее существенные преимущества по сравнению с совместной выемкой. Это видно из данных экономического сравнения двух конкурирующих способов выемки, приведенных в табл. 19.

Как видно из табл. 19, на отбойке и выдаче руды раздельная выемка дает более низкие показатели, чем совместная разработ-

Таблица 19

Экономическое сравнение раздельной и совместной выемки

Показатели	Стоимость горной массы, добытой с 1 м ² площади жили, руб.	
	раздельная выемка	совместная выемка
Отбойка руды	9,45	14,81
Отбойка пустой породы	8,40	—
Выдача руды	4,52	9,26
Выдача закладки	7,88	—
Рудничный транспорт	0,55	1,10
Сортировка	1,71	3,84
Транспортировка руды от рудника до обогатительной фабрики	0,68	1,36
Обработка руды на обогатительной фабрике	8,06	16,00
Общая сумма затрат	41,06	46,38

ка. Это объясняется удорожанием при ней буро-взрывных работ на 25—30%; снижением выхода рудной массы с 1 пог. м шпура на 18—20%; увеличением затрат рабочей силы (на отбойке — на 22—24% и на выдаче — на 35—37%) и снижением производительности труда рабочих на добыче руды на 19—21%. На других технологических процессах (рудничный транспорт, сортировка, доставка и обработка руды на обогатительной фабрике) раздельная выемка дает экономию на 45—50%, что в общем выражении обеспечивает снижение себестоимости добычи переработки руды, отнесенной к одному квадратному метру площади жилы более 5 руб. Такие показатели при раздельной выемке руды получены в основном за счет резкого снижения (в два и более раза) разубоживания добытой руды и, как следствие, соответствующего повышения содержания металла в руде, выдаваемой на обогатительную фабрику.

Раздельная выемка руды нашла применение не только при разработке пологопадающего месторождения, но использовалась и на рудниках, разрабатывающих крутопадающие жилы. Следует отметить, что отсутствие широкого внедрения систем с раздельной выемкой руды при разработке тонкожилых месторождений в значительной степени объясняется неправильным планированием добычи, выражаемым в весовых и объемных единицах горнорудной массы, а не количеством добытого металла.

Важным средством борьбы с вредным влиянием разубоживания на экономику рудников и обрабатывающих руду предприятий является использование при отбойке руды шпуров уменьшенного диаметра. Их применение, наряду со значительным повышением производительности труда горнорабочих и увеличением интенсивности очистной выемки, позволяет заметно снизить ширину очистного пространства при выемке маломощных жил. Это подтверждается исследованиями, выполненными Н. И. Поповым на руднике А, результаты которых характеризуются данными табл. 20.

Таблица 20

Снижение ширины очистного пространства при применении шпуров уменьшенного диаметра

Номера блоков	Ширина очистного пространства, м		
	диаметры шпуров, мм		снижение ширины очистного пространства, %
	42—44	36	
279	1,25	1,08	12
274	1,65	1,46	13

Как видно из таблицы, переход на отбойку руды шпурами диаметром 36 мм вместо ранее применяемых 42—44 мм позволяет снизить разубоживание руды более чем на 12%. Такое за-

метное изменение качества добытой руды в совокупности с резким снижением показателей трудоемкости очистной выемки и повышением скорости отработки блоков позволяет рекомендовать использование шпуров уменьшенного диаметра на всех рудниках Северо-Востока.

Сортировка руды

Эффективным мероприятием в снижении разубоживания является сортировка руды, заключающаяся в отборе пустой породы из рудной массы. Относительно невысокая себестоимость этой операции, по сравнению с себестоимостью транспортировки и обогащения руды, ставит ее на особое место в повышении экономических показателей работы рудников и обогатительных фабрик.

Эффективность сортировки зависит от ее способа, характера сортируемого материала, процентного соотношения крупных фракций руды и несортируемой мелочи, количества пустой породы, разубоживающей руды, и др.

В горнорудной практике применяются различные способы сортировки руды. При разработке жильных месторождений на рудниках СССР в отдельных случаях используют подземную забойную сортировку. Этот способ сортировки обычно используется при системах разработки с открытым очистным пространством. Наиболее часто к ней прибегают при системах с закладкой, когда отсортированная пустая порода помимо снижения разубоживания руды служит закладочным материалом, используемым для поддержания боков выработанного пространства. В практике разработки маломощных месторождений известны случаи, когда отсортированная порода в забое являлась единственным источником закладочного материала. Имеются примеры применения забойной сортировки при разработке крутопадающих жил потолокоступной системой с распорной крепью. В этом случае отбитая руда размещается на специально выкрепленных настилах, на которых осуществляют ее сортировку. Отобранная таким образом порода сбрасывается под настил в выработанное пространство.

При этом руда выдается на нижний откаточный штрек через рудоспуски, наращиваемые в блоках.

При системах с магазинированием руды к забойной рудоразборке прибегают редко; рудники Балейского комбината являются почти единственным примером применения этого способа сортировки. Для размещения пустой породы внутри магазина выкрепляют специальные выработки (лари), плотно обшитые досками с внутренней и внешней сторон. Помимо размещения отсортированного материала лари с пустой породой внутри магазина служат хорошим средством поддержания боков выработанного пространства, предотвращая отслоение пустых пород

в процессе выпуска руды. Это достоинство позволяет прибегать к системе с магазинированием руды при недостаточно устойчивых породах и тем самым расширить область ее применения.

Сравнивая забойную сортировку с поверхностной, следует указать на ее большую экономичность, так как забойная сортировка устраняет расходы на выпуск, откатку и подъем отсортированной породы и затраты, связанные с заполнением выработанного пространства закладочным материалом.

Вместе с тем забойной сортировке свойственны более высокие потери металла в отсортированной породе, происходящие за счет худших условий породоотборки и просыпания обогащенной жильной мелочи в породу при уборке руды. При забойной сортировке почти невозможно применить механизированные способы доставки и уборки руды, вследствие чего эти операции отличаются значительной трудоемкостью. Очень трудно также механизировать и сам процесс породоуборки в стесненных условиях очистного пространства, так как рабочее место сортировщиков все время должно перемещаться по мере отработки очистного блока.

На некоторых рудниках страны применяют стационарную механизированную подземную сортировку, использование которой на рудниках Северо-Востока может оказаться весьма эффективным (рис. 26). Характерной особенностью этой рудоразборки является то, что здесь отсортировывают не пустую породу, как обычно принято на рудниках, а отбирают на грохоте и конвейерной ленте куски руды, складываемые в специально устроенных для этой цели бункерах. Рудная масса из очистных блоков в вагонетках транспортируется к приемному бункеру 1, перекрытому грохотом 2, с размером отверстий между колосниками 150 мм. Крупные куски руды, не прошедшие через грохот, подвергаются дроблению и вместе со всей рудной массой поступают в приемный бункер. Пустая порода погружается в вагонетки и используется для закладки отработанных блоков. Из бункера руда через люковые дозирующие устройства подается наклонным ленточным конвейером 3 в барабанный вращающийся грохот 4, с диаметром отверстий 35 мм. Рудная и нерудная мелочь размером менее 35 мм проходит через отверстия грохота и поступает в бункер 5, из которого погружается в вагонетки и выдается на поверхность. Куски руды и породы крупностью более 35 мм погружаются на тихоходный конвейер 6, на котором орошаются водой. Сростки кварца с породой отбираются на ленте и сбрасываются в бункер 7, куски чистого кварца с высоким содержанием металла отбрасываются в бункер 8. Оставшаяся пустая порода разгружается в бункер 9. Отсортированная пустая порода из бункера 9 доставляется к отработанным блокам нижележащего горизонта, где используется как закладочный материал.

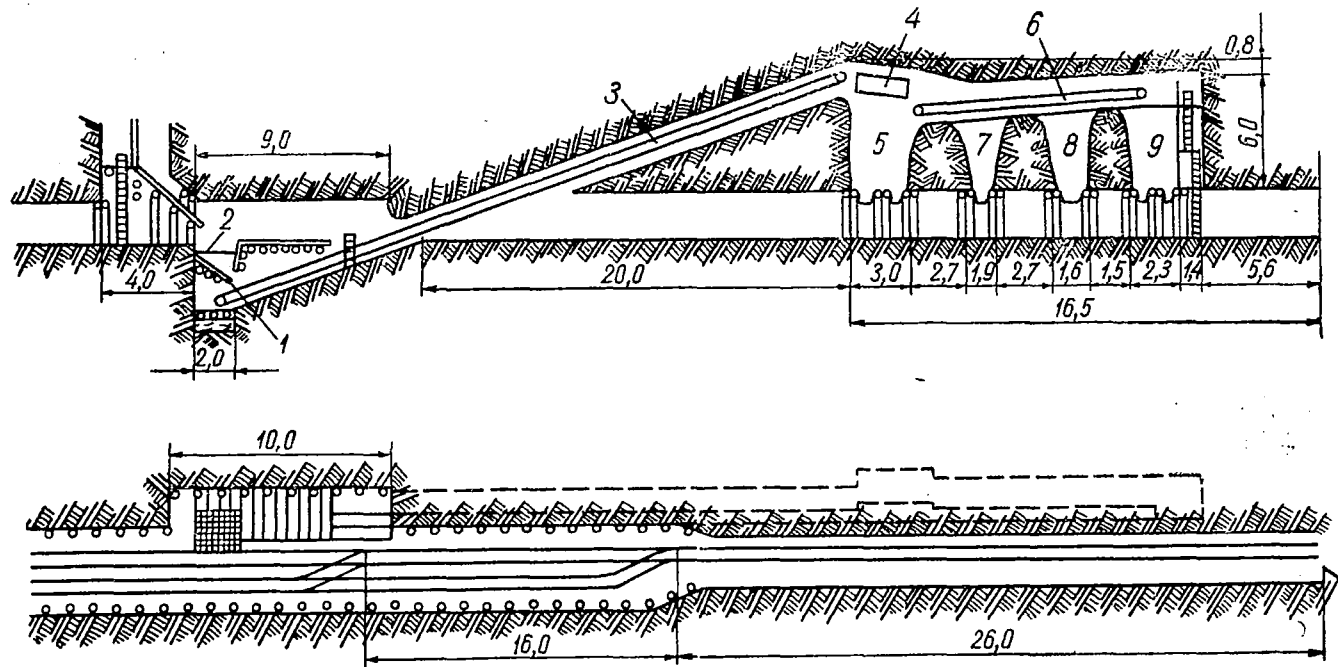


Рис. 26. Стационарная механизированная подземная сортировка.

В процессе работы сортировочной установки ведут систематическое опробование отсортированного материала. Данные по опробованию показывают, что потери металла в отсортированной породе не превышают 1,1—1,4%, а количество отсортированной породы составляет 30—35% от общего объема рудной массы, поступающей на сортировку. Пропускная способность такой сортировки достигает 150—200 т руды в смену. Производительность труда одного рабочего по пропущенной через сортировку руде с учетом рабочих, обслуживающих разгрузку руды в приемный бункер, составляет от 20 до 30 т в смену.

Переход на стационарную подземную рудоразборку позволил рудникам резко снизить себестоимость добываемой руды. Подсчитано, что применение этого вида сортировки дает экономию 1,3 руб. на 1 т руды. Помимо этого рудники получают еще значительную экономию за счет увеличения производственной мощности рудников и обогатительных фабрик по выпуску металла, получаемого от дополнительного количества руды, выдаваемой вместо 30% сортированной и оставляемой в выработанном пространстве породы.

Преимущественное распространение на рудниках СССР получила поверхностная сортировка. Ее используют как непосредственно на рудниках, так и на обогатительных фабриках. Заслуживает внимания стационарная поверхностная сортировка (рис. 27). Вся руда, добываемая рудником, выдается на глав-

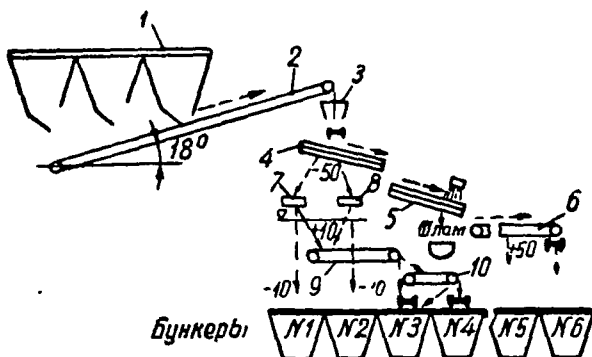


Рис. 27. Стационарная поверхностная сортировка.

ный откаточный горизонт через отведенные для каждого участка капитальные рудоспуски. На грохотах этих рудоспусков (с размером отверстий между колосниками 250×250 мм) отбираются крупные куски пород, составляющие по весу 5—6% от общего количества выданной руды. Из рудоспусков руда погружается в вагонетки и транспортируется к приемным бункерам 1 (каждый участок имеет свой приемный бункер). Руда из этих бункеров наклонным конвейером 2 подается в бункер 3, из которого поступает на вибрационный грохот 4. Крупные куски (более

50 мм) сбрасываются на второй вибрационный грохот 5, на котором орошаются водой и поступают на тихоходный горизонтальный ленточный конвейер 6. Мелкий материал (50 мм) из-под виброгрохота 4 подвергается вторичному грохочению на виброгрохотах 7 и 8, с которых мелкая фракция (10 мм) разгружается в бункера 1 и 2 мелкой руды, а крупная (10 мм) выдается последовательно на магнитные сепараторы 9 и 10. Концентрат магнитной сепарации сгружается в бункер 3, а хвосты в бункер 4. На горизонтальном конвейере 6 производится сортировку крупной руды (50 мм). Обычно на ленте работает от 10 до 12 человек в смену.

Организованная таким образом сортировка позволяет отобрать из руды до 40% пустой породы и разделить отсортированную руду по сортам. Тщательная, хорошо продуманная технологическая схема рудоразборки и хорошо организованное опробование руды позволили предприятию осуществлять планирование добычи с участков и вести контроль за выполнением плана не только в тоннах выдаваемой руды, но и по количеству добытого металла.

Техническая оснащенность большинства сортировочных площадок на рудниках Северо-Востока довольно проста. Выдаваемая рудная масса выгружается на наклонные колосниковые грохоты. Здесь минусовая фракция отгрохачивается прямо в бункер для товарной руды, а плюсовая подвергается дроблению и сортировке. На такой сортировочной площадке можно производить работы только в весенне-летне-осенний период. Зимой же из-за суровых климатических условий сортировать руду на открытой площадке практически невозможно. Для создания сортировщикам наиболее благоприятных условий труда и повышения качества сортировки на некоторых рудниках страны были сооружены более совершенные центральные сортировочные станции, включающие в себя механическое дробление руды и последующую ее сортировку в специальном помещении на транспортерных лентах.

На рис. 28 приведена схема сортировочной станции рудника Э. Технология сортировки на такой станции заключается в следующем. Выданная на поверхность в вагонетках руда подается на опрокид 1 и разгружается в бункер, оборудованный наклонным колосниковым грохотом 2 с размерами ячеек 300×300 мм. Так как в рудной массе содержится около 10—15% крупных кусков, их приходится измельчать на колосниках грохота. На выполнении этой операции ежедневно занято 1—2 человека, что отрицательно сказывается на производительности сортировки и на себестоимости сортируемой руды.

Руда из бункера 3 поступает к щековым дробилкам 4, дробится до 80—100 мм и после этого ленточным конвейером подается на сортировку. После дробилки рудная масса через специальные люки-питатели 5 поступает на транспортерную ленту,

где она в наклонной и горизонтальной части закрытой галереи подвергается сортировке. На таких сортировочных станциях обеспечивается не только круглогодичная сортировка руды, но заметно повышается ее качество. Так, на руднике *Л* на подобной сортировке отбирали до 70% разубоживающих руды пород, в то время как на малоприспособленных сортировочных площадках отборка пустых пород составляла не более 30%.

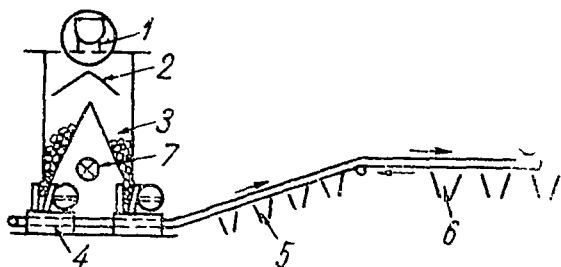


Рис. 28. Сортировочная станция рудника Э.

Строительство аналогичной описанной дробильно-сортировочной станции на руднике «Валькумей» позволило увеличить отсортировку пустых пород до 70—80%, что превышает в 3—3,5 раза фактическую отборку пустых пород на обычных сортировочных площадках рудника. В то же время на руднике заметно снизились расходы на сортировку и в 2—3 раза возросла производительность труда сортировщиков.

Анализ технико-экономических показателей, широко применяемых в практике способов сортировки, а также ее экономическая оценка показали, что основными направлениями совершенствования сортировки являются изыскания эффективных методов повышения качества добываемой рудной массы (улучшения ее сортируемости) и новых технологических решений механической сортировки руды.

Следует отметить, что особенности механизированного разделения по крупности руд цветных металлов с целью отделения пустых пород изучены недостаточно. Основными факторами, влияющими на разделение рудной массы по крупности, являются: внешние признаки (различие в цвете и характере контактов жилы с породой), гранулометрический состав отбитой и перепущенной по рудоспускам руды, выход породы и жильной массы при очистных работах, контрастность руды, содержание полезных компонентов в различных классах крупности, формы и численные характеристики кусков, минерализация вмещающих пород, способы изменения качества добываемой рудной массы.

Механизированному разделению рудной массы по крупности для большинства оловорудных месторождений Северо-Востока и, в частности, для месторождения рудника *А* способствует следующее:

вмещающие породы, представленные ороговикованными сланцами и песчаниками, не минерализованы;

характер жильного материала и вмещающих пород обуславливает при дроблении разную степень измельчения;

жильная масса и породы резко различаются по цвету;

контакты рудных тел с вмещающими породами, как правило, четкие и резко выражены, по плоскостям контактов развиты послерудные тектонические нарушения, благоприятствующие относительно легкому отделению жильной массы от вмещающих пород.

Гранулометрический состав рудной массы служит качественной характеристикой определения эффективности метода отбойки, а также необходимого объема работ по вторичному дроблению и технологии сортировки.

Кусковатость на рудниках определяли планиметрическим методом и поштучным обмером каждого куска. Планиметрический метод применяли для измерения кусков непосредственно в очистных забоях после отбойки, при выпуске руды из блока и в процессе перепуска ее по рудоспускам. Сущность планиметрического метода состоит в определении мерной решеткой количественного соотношения фракций разной крупности на поверхности развала отбитой рудной массы.

На отбитую руду накладывали металлическую (складную) решетку $1,0 \times 1,0$ м с размером клеток 20×20 см. Площади горизонтальных проекций кусков руды различного размера определяли на планеграмме — масштабной зарисовке контуров проекций кусков на планшете. При выборе места для контрольной площади следили за тем, чтобы кусковатость, находящаяся в этом участке блока, была наиболее характерной для всей анализируемой рудной массы. Зарисовывали только куски размером 50 мм и выше. При подсчете площади, занятой мелким материалом, учитывали общую площадь промежутков между зарисованными кусками (последние при обработке наблюдений занумеровывались). Площади горизонтальных проекций кусков на планеграмме подсчитывали планиметром.

Гранулометрический состав рудной массы изучали по семи классам крупности: 0—50 мм, 50—100 мм, 100—150 мм, 150—200 мм, 200—250 мм, 250—300 мм и более 300 мм (табл. 21).

Таблица 21

Результаты определения кусковатости руды планиметрическим методом

Рудники	Размер фракций, мм						
	0—50	50—100	100—150	150— 200	200— 250	250— 300	300
выход, %							
<i>А</i>	52,0	11,1	13,4	8,4	6,1	4,4	4,6
<i>В</i>	55,4	10,7	8,3	12,1	8,2	2,2	3,1
<i>Г</i>	59,3	8,4	7,1	8,6	7,8	6,4	2,4

На основании результатов выполненных экспериментов выявлена зависимость диаметра куска от площади его горизонтальной проекции. Эта зависимость выражается формулой

$$d = 0,95\sqrt{S}. \quad (21)$$

Как видно из табл. 21, выход несортируемой мелочи (—50 мм) составляет от 50 до 60%, а выход класса крупностью 200 мм не превышает 20%. Визуальные наблюдения на рудниках и измерения показали, что при отбойке руды (система с магазинированием руды) вмещающие породы дробятся в основном на более крупные фракции (150—200 мм и выше).

Для условий рудника А определяли кусковатость также путем выборочного обмера рудной массы, выпускаемой из действующих очистных блоков. Горную массу из отобранных вагонеток разгружали на специальную площадку и вручную сортировали в штабеля соответственно принятой разбивке на фракции крупности (0—100 мм, 100—200 мм, 200—300 мм и более 300 мм). Вес каждой фракции (каждого штабеля) определяли взвешиванием (табл. 22).

Таблица 22

Результаты определения кусковатости с предварительным разделением горной массы на фракции по крупности

Условные номера вагонеток	Объем вагонетки, м ³	Размер фракций руды, мм			
		0—100	100—200	200—300	300
		выход, %			
1	0,66	71,2	15,4	7,5	5,9
2	0,73	72,1	18,0	6,3	3,6
3	1,14	67,8	15,2	10,9	6,1
4	0,63	65,4	19,7	10,3	4,6
5	0,99	53,3	24,2	12,7	7,8
6	0,80	70,4	12,0	10,0	7,6
7	0,77	69,2	15,3	8,5	7,0
Среднее по вагонеткам		67,2	17,1	9,6	6,1

Выход фракций 0—100 мм составил 67,2%, выход фракций 100—200 мм — 17,1, а выход фракций — 200—300 мм и выше — 15,7% в случае измерения гранулометрического состава с предварительным разделением горной массы на фракции по крупности. По результатам экспериментальных работ построены кривые крупности руды (рис. 29).

Данные определения гранулометрического состава планиметрическим методом (кривая а) и при ручном разделении горной массы на фракции по крупности (кривая б) имеют минимальные расхождения (5—8%), что подтверждает надежность планиметрического метода определения кусковатости в рассматриваемых условиях.

Кроме этого, гранулометрический состав рудной массы исследовали после перепусков ее по рудоспускам планиметрическим методом (рис. 30).

Выход фракций 0—50 при отбойке составил 52%, после перепуска руды (высота перепуска 137 м) выход мелочи увеличился на 18%, а после второго перепуска (высота перепуска 187 м) выход этой фракции возрос еще на 18%. Объем же фракций 100—200 мм соответственно уменьшился с 21,8% до 5%, а фракций более 300 мм после второго перепуска вообще отсутствовал.

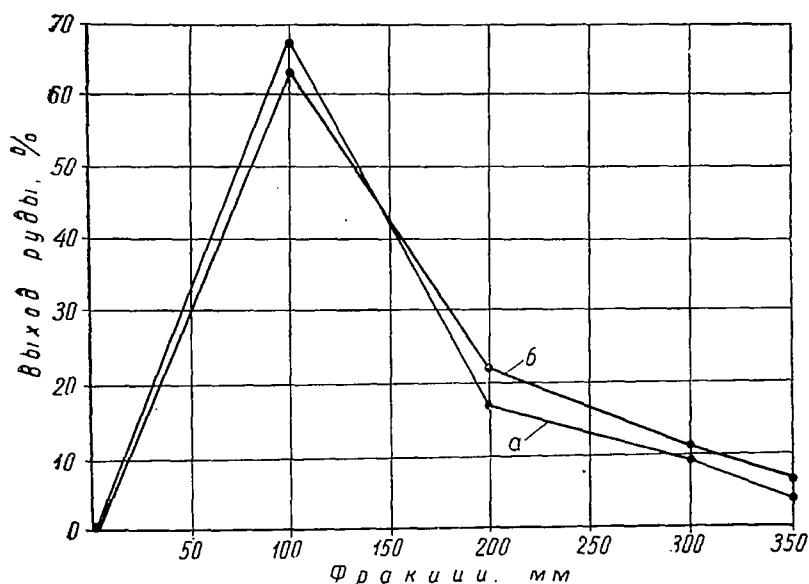


Рис. 29. Кривые крупности рудной массы:

а) планиметрический метод, б) ручное разделение на фракции по крупности.

Изменение кусковатости руды в процессе перепуска ее по рудоспускам приводит к перераспределению ценных компонентов из крупных фракций в более мелкие. Это происходит за счет более интенсивного измельчения жильного кварца, являющегося более хрупким по сравнению с вмещающими породами, представленными ороговикованными мелкозернистыми песчаниками.

Для характеристики форм кусков в отбитой рудной массе использовали соотношение кусков по трем взаимно перпендикулярным направлениям, то есть между длиной, шириной и толщиной ($a : b : c$). Это соотношение через относительные длину и толщину $\left(\frac{a}{b} : \frac{b}{b} : \frac{c}{b}\right)$ или $(a' : b' : c')$ принято называть численной характеристикой куска. В зависимости от численной характеристики куска профессором Л. И. Бароном предложена следующая классификация форм кусков:

Форма куска	Относительная длина куска а	Относительная толщина куска с
Кубообразная	(1 : 1,3)b	(1 : 0,7)b
Столбчатая	1,3b	(1 : 0,7)b
Плитчатая	(1 : 1,3)b	(0,7 : 0,3)b
Удлиненноплитчатая	1,3b	(0,7 : 0,3)b
Пластинчатая	(1 : 1,3)b	0,3b
Удлиненноплитчатая	1,3b	0,3b

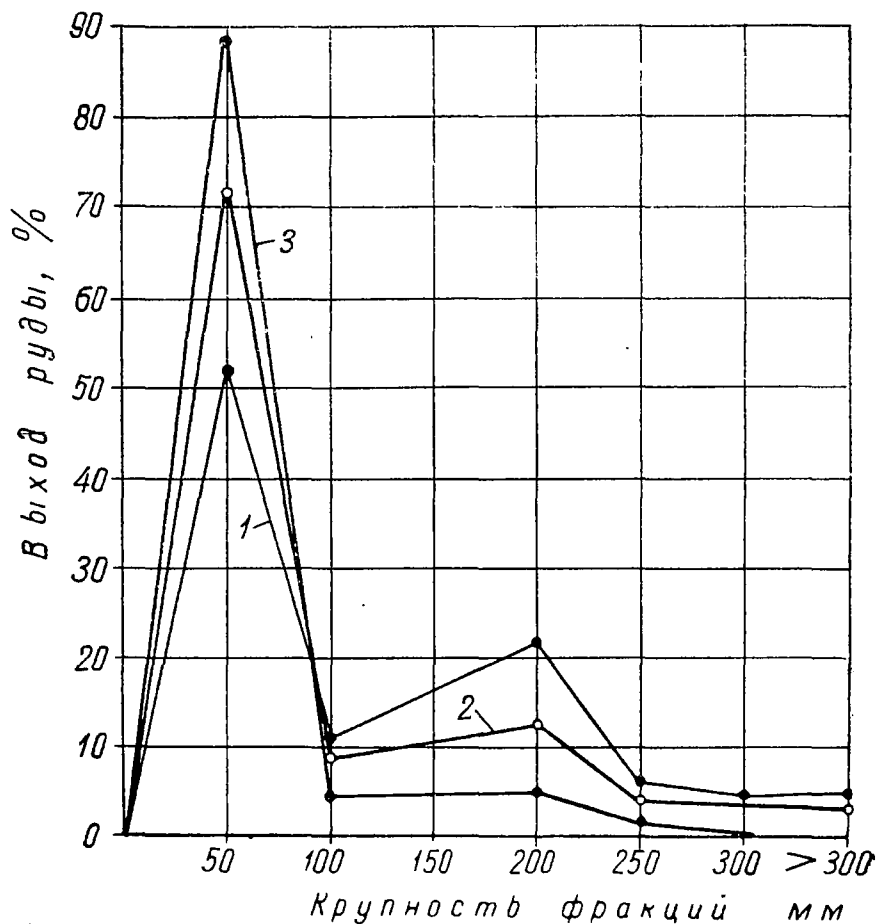


Рис. 30. Изменение гранулометрического состава отбитой горной массы в процессе перепуска ее по рудоспускам. Кривые крупности руды: 1 — по штольне 5, 2 — по штольне 8, 3 — по штольне 11.

Формы и численные характеристики кусков получены для фракций 100—200 мм, 200—300 мм и более 300 мм. Для каждо-

го куска в каждом классе крупности находили его численную характеристику, по ним построены поля численных характеристик (рис. 31).

Из приведенного рисунка видно, что при отбойке вмещающие породы, представленные ороговикованными мелкозернистыми песчаниками и песчано-глинистыми сланцами, дробятся в большей степени на крупные фракции (200—300 мм и больше) и имеют форму удлиненноплитчатую и столбчатую. Кроме того, при выпуске происходит самообрушение (отслоение) боковых пород (вторичное разубоживание), дающее также куски удлиненноплитчатой и столбчатой формы. Жильная масса в процессе отбойки дробится на более мелкие фракции (меньше 150 мм), чем вмещающие породы (причем фракции обычно имеют кубообразную форму).

Таким образом, проведенное исследование выявило, что при отбойке руды в блоках и при перепуске ее по рудоспускам жильная масса и вмещающие породы дробятся на куски различной крупности и разной формы. Указанное обстоятельство создает благоприятные условия для применения механизированной сортировки руды. Это подтвердили эксперименты, выполненные на руднике А. Н. И. Поповым, установившие целесообразность использования механизированного отсева кусков породы, представленных ороговикованными сланцами и песчаниками на наклонных вибрационных грохотах с квадратной формой ячеек.

Эффективность механизированного разделения рудной массы по крупности и размеру отсортировываемых кусков (размер ячеек грохота) зависит от содержания полезных компонентов в кусках руды различной крупности. Поэтому возникла необходимость в проведении специальных исследований по определению содержания металлов в кусках руды различной крупности.

Исследование исходной руды специалисты проводили с целью определения:

содержания полезных компонентов в различных классах крупности;

характера изменения содержания полезных компонентов по классам крупности в процессе перепуска рудной массы по рудоспускам;

контрастности руды;

размера отсортировываемых кусков.

Для определения содержания металла в различных фракциях крупности руды исследовали три пробы: пробу 1 весом 36 580 кг брали из действующих блоков; пробы 2 и 3 весом соответственно 40 650 кг и 30 656 кг отбирали после перепуска рудной массы по рудоспускам.

Фракции крупности, на которые была разделена рудная масса пробы 1, приведены в табл. 23. Фракции +70; —70+50 и —50+20 мм рассортированы на руду и пустую породу (табл. 24).

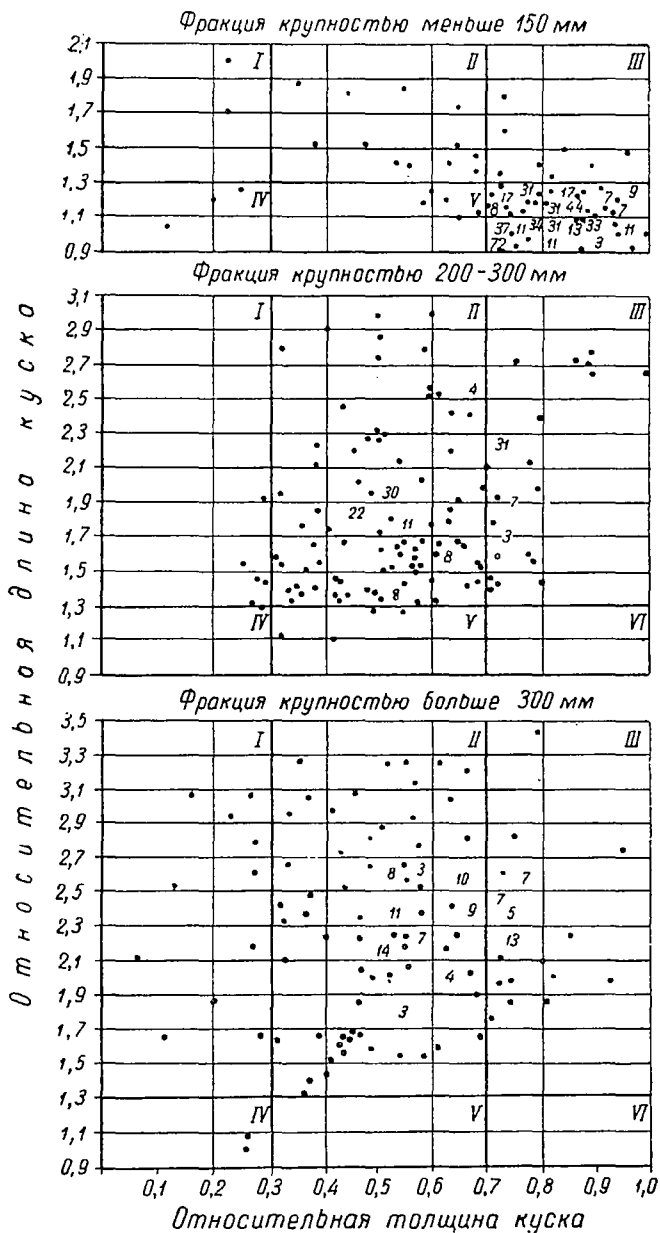


Рис. 31. Поля численных характеристик кусков породы (цифрами показано число кусков с одной численной характеристикой):

I — удлиненнопластинчатые, *II* — удлиненноплитчатые, *III* — столбчатые, *IV* — пластинчатые, *V* — плитчатые, *VI* — кубообразные.

Относительное содержание полезных компонентов в кусках руды различной крупности до перепуска ее по рудоспускам

Класс крупности, мм	Выход		Относительное содержание полезных компонентов, %	
	кг	%	Sn	wo ₃
+70	8 850	24,2	0,10	0,95
-70+50	2 380	6,5	0,19	1,035
-50+20	8 300	22,7	0,11	0,60
-20+12	2 600	7,1	0,21	0,84
-12+6	4 250	11,6	0,27	1,03
-6+3	1 880	5,2	0,32	1,05
-3+1	3 780	10,3	0,53	1,26
-1+0,3	1 590	4,3	0,49	1,32
-0,3+0,15	1 610	4,4	0,45	1,51
Итого...	36 580	100	0,234	0,985

Как видно из таблицы, в отбитой рудной массе содержание обоих компонентов с уменьшением крупности кусков возрастает. При выпуске руды из блока в классе +70 мм содержание Sn и wo₃ значительно и составляет соответственно 0,1 и 0,95%. Разрабатываемые жилы, представленные крупнозернистым кварцем, в процессе отбойки дробятся на более мелкие фракции, чем вмещающие породы. Однако после выпуска из блоков рудная масса содержит значительное количество крупнокускового кварца. Этим объясняется повышенное содержание Sn и wo₃ в классе +70 мм. Мелкие же фракции (-3 мм) наиболее обогащены ме-

Таблица 24

Результаты рассортировки пробы 1 на руду и породу

Класс крупности, мм	Материал	Выход			Относительное содержание полезных компонентов, %	
		кг	Выход руды и породы после рассортировки, %	Выход руды и породы от веса пробы, %	Sn	wo ₃
+70	Руда	3 500	39,6	9,6	0,16	2,27
	Порода	53 500	60,4	14,7	0,06	0,09
Всего...		8 850	100	24,2	0,10	0,95
-70 +50	Руда	1 200	50,5	3,28	0,33	1,98
	Порода	1 180	49,5	3,22	0,05	0,07
Всего...		2 380	100	6,5	0,19	1,035
-50 +20	Руда	5 100	61,6	13,9	0,14	0,84
	Порода	3 200	38,4	8,8	0,06	0,23
Всего...		8 300	100	22,7	0,11	0,60
+20	Руда	19 530	100	46,6	0,32	1,02
Итого...		36 580	—	100	0,234	0,985

галлом. Выход этих фракций в пробел 1—22,7%, в том числе фракция —1 мм — 12,4%. Полученные данные свидетельствуют об интенсивном измельчении жильной массы в процессе отбойки.

Разработанные авторами параметры буро-взрывных работ позволяют уменьшить выход мелких фракций руды (несортируемой мелочи). Это подтверждается показателями опытных работ, полученными на одном из рудников (табл. 25). Из данных таблицы видно, что применение шпуров диаметром 36 мм вместо 42—44 мм позволяет более чем на 15% уменьшить выход кусков руды меньше 50 мм и увеличить выход фракций крупностью 150—200 мм более чем на 10%, а фракции крупностью 200—250 мм — на 15%. Снижение количества несортируемой мелочи позволит увеличить выборку пустых пород из рудной массы при сортировке.

Пробу 2 весом 40 640 кг отбирали после перепуска руды по рудоспуску (высота перепуска 137 м).

Результаты грохочения пробы приведены в табл. 26, а рассортировка этой пробы на руду и пустую породу в классах крупности +70, —70+50 и —50+20 мм — в табл. 27. В перепущенной горнорудной массе содержание в мелких фракциях возросло, а в крупных (+70 мм) резко снизилось. При отбойке и особенно при перепуске руды интенсивно обогащаются мелкие фракции и обедняются крупные из-за более легкого измельчения жильного кварца. Вместе с тем в процессе перепуска рудной массы измельчаются и пустые породы, однако это измельчение происходит менее интенсивно, чем жильного кварца. Эта важная особенность была учтена в последующих исследованиях и при разработке механизированного разделения рудной массы по крупности.

Таблица 25

Гранулометрический состав руды при различном диаметре шпуров

Номера блоков	Ширина очистного пространства, м	Диаметр шпура, мм	Удельный расход ВВ, кг/м ³	Класс крупности руды, мм						
				50	50—100	100—150	150—200	200—250	250—300	300

выход, %										
279	1,0—1,3	42—44	2,8	52,0	11,1	8,7	13,0	6,2	4,4	4,6
		36	1,9	46,5	9,2	12,1	16,5	10,4	3,2	2,1
274	1,5—1,7	42—44	2,4	58,4	8,3	7,2	11,3	7,1	5,2	2,5
		36	1,7	51,3	9,6	12,3	13,1	9,5	3,5	0,7

Анализ данных (табл. 23, 24, 26, 27) показывает: с увеличением крупности руды содержание полезных компонентов заметно уменьшается;

перепуск руды по рудоспускам приводит к интенсивному перераспределению ценных компонентов, особенно трехокиси вольфрама, из крупных фракций в более мелкие.

Так, если запас металла в классе +70 мм до перепуска составлял по олову и трехокиси вольфрама соответственно 9,1 и

Относительное содержание полезных компонентов в кусках руды различной крупности после перепуска ее по рудоспускам

Класс крупности, мм	Выход		Относительное содержание полезных компонентов, %	
	кг	%	Sn	WO ₃
+70	3 700	9,1	0,07	0,11
-50	2 320	5,7	0,03	0,09
-20	9 050	22,3	0,10	0,32
-12	3 810	9,4	0,12	0,33
- 6	5 960	14,7	0,18	0,58
- 3	4 700	11,5	0,37	0,76
- 1	4 850	11,9	0,64	1,10
- 0,3	3 280	8,1	0,74	1,55
- 0,15	1 360	3,4	0,66	1,73
Итого...	40 640	100	0,29	0,66

Таблица 27

Результаты рассортировки пробы 2 на руду и пустую породу

Класс крупности, мм	Материал	Выход			Относительное содержание полезных компонентов, %	
		вес, кг	выход руды и породы после отсортировки, %	выход руды и породы от веса пробы, %	Sn	WO ₃
+70	Руда	205	5,55	0,5	0,19	0,67
	Порода	3 496	94,45	8,6	0,06	0,08
Всего...		3 701	100	9,1	0,10	0,11
-10	Руда	215	9,3	0,5	0,08	0,32
	Порода	2 105	90,7	5,2	0,03	0,07
Всего...		2 320	100	5,7	0,03	0,09
-50	Руда	2 800	31	6,9	0,21	0,78
	Порода	6 250	69	15,4	0,05	0,12
Всего...		9 050	100	22,3	0,10	0,32
-20	Руда	25 570	100	72,9	0,41	0,92
Итого...		40 640	—	100	0,29	0,66

23,6%, то после перепуска запас металла в этом классе резко снизился и составил соответственно 2,2 и 2,6%.

Механизированное разделение рудной массы по крупности в значительной степени зависит от того, насколько резко различают по содержанию ценного компонента отдельные куски руды, получаемые при дроблении. Самый современный обогащательный процесс не в состоянии обеспечить выделение из руды концентрата или отвальных хвостов. Поэтому при выборе сортировки необходимо изучить, наряду с другими свойствами, также и неоднородность, изменчивость кусков по содержанию в них по-

лезного компонента (контрастность руды)*. Изучение контрастности руд очень важно для выбора не только способа сортировки, главным образом механизированного разделения по крупности, но и всей технологии добычи и переработки руды.

Опыт показывает, что контрастность лучше всего характеризуется средним относительным отклонением содержания компонента в отдельных кусках от среднего содержания его в руде, то есть за показатель контрастности можно принять величину

$$M = \frac{\Sigma(y - \alpha)p}{P \cdot \alpha}, \quad (22)$$

где

M — показатель контрастности кусков руды;

α — среднее содержание полезного компонента в руде, %;

y — среднее содержание полезного компонента в каждом индивидуальном куске изучаемой пробы, %;

p — вес куска руды, кг;

P — вес всей пробы, кг.

Разность в формуле 22, заключенная в скобках, показывает, что для расчета величины среднего отклонения следует брать абсолютную величину разности (модуль), не считаясь с тем, какой она имеет знак — положительный или отрицательный.

Характерную особенность руд большинства жильных месторождений (в том числе и Северо-Востока), заключающуюся в неравномерности содержания полезного ископаемого в различных фракциях, целесообразно выражать существующим в практике показателем контрастности M . Тогда условно величину контрастности для руд цветных и благородных металлов, добываемых из жильных месторождений, можно классифицировать:

I неконтрастные	$M < 0,05$;
II слабоконтрастные	$M = 0,05—0,2$;
III контрастные	$M = 0,2—0,5$;
IV сильноконтрастные	$M = 0,5—0,7$;
V весьма контрастные	$M > 0,7$.

Практические условия механизированного разделения рудной массы по крупности требует в первую очередь определения покусковой контрастности руды. Для этой цели проведен анализ валовой технологической пробы руды месторождения рудника A (табл. 28).

Руды рудника A являются сильноконтрастными ($M = 0,65$). Класс крупностию +150 мм беден по содержанию (условному), и запас металлов в нем, несмотря на его большой выход — 14%, составляет 3,63% по олову и 1,17% по триоксида вольфрама.

* Под контрастностью следует понимать изменчивость кусков руды в зависимости от содержания в них полезных компонентов.

Данные анализа пробы руды месторождения рудника «А»

Крупность класса, мм	Вес, кг	Выход, %	Условное содержание металла, %		Распределение металла, %	
			олово	треокси- вольфрама	олово	треокси- вольфрама
+300	746	2,4	0,17	0,04	0,41	0,10
-300+250	995	3,2	0,21	0,04	0,67	0,15
-250+200	1 150	3,8	0,21	0,04	0,79	0,16
-200+150	1 440	4,6	0,38	0,16	0,76	0,76
-150	26 325	86,0	1,17	1,16	96,37	98,83
Всего...	30 656	100	1,00	1,00	100,0	100,0

А-ская обогатительная фабрика получает при сортировке отвалы хвосты примерно с таким же содержанием (условным), что и в классе +150 мм.

Таким образом, в результате выполненных исследований установлено свойство изменчивости руды по содержанию полезных компонентов в кусках различной крупности — большая часть запаса полезных компонентов сконцентрирована в кусках —150 мм, а не минерализованный материал — в кусках +150 мм, что создает благоприятные условия для предварительного обогащения рудной массы в подземных выработках.

Исследованием, выполненным в промышленных условиях на руднике А, выявлено, что наиболее эффективным для механического отсева кусков рудной массы класса +150 мм является применение вибрационного грохота ГИТ-31, С-724, изготовляемого Костромским заводом «Строймашина».

Вибрационный грохот ГИТ-31 устанавливается под углом 15° и имеет производительность до 350 т/час, что соответствует сменной производительности рудника А.

Экономическая эффективность разделения рудной массы по классам крупности

Показатель относительной экономической эффективности сортировки Э может быть выражен отношением суммы затрат на единицу металла в конечном продукте переработки несортированных руд Ц к сумме затрат на единицу металла в аналогичном продукте переработки отсортированных руд Ц₁:

$$\mathcal{E} = \frac{\mathcal{C}}{\mathcal{C}_1} \quad (23)$$

Стоимость 1 кг олова и трехокиси вольфрама в конечном продукте переработки руды без сортировки можно определить, пользуясь формулой:

$$\mathcal{C} = \frac{A + B}{\alpha E_1} \quad (24)$$

где

A — стоимость добычи 1 т несортированной руды, руб.;

B — стоимость переработки 1 т несортированной руды, руб.;

α — среднее содержание олова, трехокиси вольфрама в несортированной руде, кг/т;

E_1 — степень извлечения олова, трехокиси вольфрама при переработке несортированной руды.

Транспортные расходы в зависимости от места сортировки войдут в стоимость добычи или в стоимость переработки руды.

Стоимость 1 т олова, трехокиси вольфрама в продукте переработки обогащенной руды определится из формулы

$$Ц = \frac{B_1}{\beta \cdot E_2} + \frac{A}{\alpha \cdot E_1 \cdot E_2} + \frac{B_2}{\alpha \cdot E_1 \cdot E_2}, \quad (25)$$

где

B_1 — стоимость переработки 1 т сортированной руды, руб.;

B_2 — стоимость сортировки 1 т исходной руды, руб.;

$E_1 \cdot E_2$ — степень извлечения металлов при сортировке и при переработке сортированной руды соответственно;

β — среднее содержание олова, трехокиси вольфрама в сортированной руде, кг/т.

Представим содержание олова, трехокиси вольфрама в сортированной руде в виде:

$$\beta = k \cdot \alpha, \quad (26)$$

где k — коэффициент обогащения при сортировке.

Тогда формула 25 будет иметь вид:

$$Ц = \frac{1}{\alpha \cdot E_2} \left(\frac{B_1}{k} + \frac{A + B_2}{E} \right). \quad (27)$$

Разделив уравнение 24 на выражение 27, после преобразования получим удобную для анализа и вычисления формулу

$$\Theta = E \cdot \frac{E_2}{E_1} \left(\frac{A + B_2}{B_1 \delta + A + B_2} \right), \quad (28)$$

где δ — выход обогащенной руды (в долях единицы).

Отношение 28, выражающее повышение извлечения металла при последующей переработке отсортированной руды, не влияет заметно на величину Θ , так как при современных технологических схемах переработки это отношение колеблется в весьма узких пределах (1,0+1,05).

Стоимость сортировки B_2 по сравнению со стоимостью добычи и переработки весьма незначительна.

Обозначив $\frac{B_1}{A} = \rho$, выражение 28 можно написать в следующем виде:

$$\Theta = E \cdot \frac{E_2}{E_1} \left(\frac{1 + \rho}{1 + \rho \delta + \frac{B_2}{A}} \right). \quad (29)$$

Учитывая сказанное выше о влиянии на эффективность отдельных величин, получим упрощенное выражение показателя экономической эффективности:

$$\mathcal{E} \approx E \cdot \frac{1+p}{1+p\delta} \quad (30)$$

Механизированная сортировка руды по крупности позволяет получить значительный экономический эффект. Его можно подсчитать, пользуясь следующим выражением:

$$S = (A' - A) - (C' - C + Q), \quad (31)$$

где
 A и A' — стоимость металла в концентрате при сортировке соответственно на руднике и обогатительной фабрике, тыс. руб.;

C и C' — стоимость сортировки соответственно на руднике и обогатительной фабрике, тыс. руб.;

Q — расходы на организацию подземной сортировки, тыс. руб.

Стоимость металла в концентрате, полученного при сортировке на руднике и обогатительной фабрике, определяется из выражений:

$$A' = T[\beta_{sn} \cdot \rho_{sn} (E_{sn} + \omega_{sn}) q_{sn} + \beta_{wo_3} \cdot \rho_{wo_3} (E_{wo_3} + \omega_{wo_3}) q_{wo_3}] \quad (32)$$

$$\text{и} \quad A = T(\beta_{sn} \cdot E_{sn} \cdot q_{sn} + \beta_{wo_3} \cdot E_{wo_3} \cdot q_{wo_3}), \quad (33)$$

где

T — годовая добыча руды, тыс. т;

β_{sn} , β_{wo_3} — содержание металла в горнорудной массе, соответственно олова и трехокси вольфрама в долях единицы;

E_{sn} , E_{wo_3} — извлечение металла в готовый гравитационный концентрат соответственно олова и трехокси вольфрама в долях единицы;

q_{sn} , q_{wo_3} — стоимость 1 т металла в концентрате соответственно олова и трехокси вольфрама;

ρ_{sn} , ρ_{wo_3} — коэффициенты, характеризующие повышение содержания соответственно олова и трехокси вольфрама за счет сортировки руды на руднике;

ω_{sn} , ω_{wo_3} — коэффициенты, характеризующие повышение извлечения соответственно олова и трехокси вольфрама с введением сортировки на руднике.

Затраты на сортировку руды на руднике и обогатительной фабрике определяются из выражений:

$$C' = n \frac{T}{1000} (C_n' + C_c' + C_r') \quad (34)$$

$$\text{и} \quad C = \frac{T}{1000} (C_n + C_c + C_r), \quad (35)$$

где

p — коэффициент учета увеличения производственной мощности рудника за счет внедрения подземной сортировки;

C_d' и C_d — себестоимость добычи 1 т руды, соответственно при организации сортировки на руднике и существующей на фабрике, руб.;

C_c' и C_c — себестоимость сортировки 1 т руды соответственно на руднике и обогатительной фабрике, руб.;

C_t' и C_t — себестоимость транспортировки и упаковки концентрата, отнесенная на 1 т руды, соответственно при организации сортировки на руднике и обогатительной фабрике, руб.

Экономическая эффективность применения механического разделения горнорудной массы на руднике A , подсчитанная по приведенной выше методике, составила 78 тысяч.

Метод определения минимального размера кусков сортируемой породы

Применение стационарной сортировки на рудниках Северо-Востока позволило сократить разубоживание руды на 30—40%.

Еще больший экономический эффект дает сортировка (предварительное обогащение) руды в тяжелых суспензиях, начинающая применяться на некоторых разрабатывающих жилах рудниках. Она позволяет почти полностью удалить из руды пустую породу и тем самым избежать затрат, связанных с транспортировкой ее и обработкой на обогатительной фабрике.

Весьма значительное снижение разубоживания за счет сортировки руды обусловило резкое повышение содержания металла в товарной руде. Это дало возможность рудникам получить большую годовую экономию средств. Значительный экономический эффект дает сортировка руды и на других рудниках страны, разрабатывающих тонкие жилы. Однако на некоторых рудниках сложилась тенденция не применять сортировку руды, считая ее экономически не целесообразной. В качестве объяснения этой тенденции делаются ссылки на мелкую кусковатость отбиваемой рудной массы, рудоразборка которой связана с большими затратами труда и средств. Это обстоятельство заставило нас разработать методику установления экономической целесообразности применения сортировки руды и на этой основе дать метод определения минимального размера кусков сортируемой породы.

Рациональным использованием сортировки руды и определением оптимальных размеров кусков сортируемой породы при разработке рудных месторождений занимались многие авторы. В процессе исследования одни из них на основе анализа практики работы рудников приходили к выводу, что предельная

крупность кусков несортируемой рудной массы равна 35 мм, другие увеличивали ее до 40—50 и даже 100 мм. На основании этого были рекомендованы соответствующие размеры отверстий грохотов, устанавливаемых на сортировочных станциях. Так, проф. П. А. Махин, проанализировав практику сортировки руды на отечественных рудниках, определяет минимально возможную крупность сортируемых кусков в 35 мм. Проф. С. М. Ясюкевич указывает, что размер кусков отсортированной породы следует принимать более 50 мм. Кандидат технических наук Л. А. Шелест рекомендует сортировать руду только крупностью более 35—40 мм. К аналогичным выводам приходят и другие исследователи. Однако эти исследования нельзя считать окончательными, так как в них не учитываются некоторые существенные факторы.

Минимальный размер кусков породы, отбираемых при сортировке, не является величиной постоянной. Он зависит от способа сортировки (подземный или поверхностный), конструкции сортировочной установки, стоимости сортировки, транспортировки и обработки руды на фабрике, величины потерь металла в отсортированной породе.

Влияние этих факторов на крупность сортируемых кусков можно установить при определении целесообразности применения различных способов сортировки.

Целесообразность использования забойной сортировки руды, равно как и других способов, надо определять путем сравнения себестоимости 1 тонны отобранной пустой породы со стоимостью всех технологических процессов добычи и отработки 1 тонны руды, осуществляемых после сортировки, за вычетом себестоимости потерь металла в отобранной пустой породе. В тех случаях, когда забойная сортировка будет оказывать влияние на операцию уборки руды (системы разработки с открытым очистным пространством, с креплением и закладкой), необходимо также учитывать дополнительные расходы на 1 тонну руды, связанные с пониженными темпами уборки руды, вызываемыми применением забойной сортировки. Для определения целесообразности использования забойной сортировки руды рекомендуется следующее выражение:

$$E_{\text{сор}} + E_{\text{п}} + \Delta E_{\text{вып}} \leq E_{\text{выд}} + E_{\text{то}} + E_{\text{об}}$$

или

$$E_{\text{сор}} \leq E_{\text{выд}} + E_{\text{тр}} + E_{\text{об}} - (E_{\text{п}} + \Delta E_{\text{вып}}), \quad (36)$$

где

$E_{\text{сор}}$ — себестоимость отсортированной 1 т пустой породы, руб.;

$E_{\text{выд}}$ — себестоимость выпуска, откатки и подъема 1 т руды, руб.;

$E_{\text{тр}}$ — себестоимость поверхностной транспортировки 1 т руды, руб.;

$E_{\text{об}}$ — себестоимость переработки 1 т руды на обогатительной фабрике, руб.;

E_n — стоимость потерянной руды в 1 т отсортированной породы, руб. Эта величина определяется по формуле:

$$E_n = \frac{Q_{\text{сор}} C_{\text{сор}} E_{\text{доб}}}{C_{\text{доб}}}, \quad (37)$$

где

$Q_{\text{сор}}$ — количество отсортированной породы (в данном случае $Q_{\text{соо}} = 1$), т;

$C_{\text{сор}}$ — содержание металла в отсортированной породе, %;

$C_{\text{доб}}$ — содержание металла в добытой руде, %;

$E_{\text{доб}}$ — себестоимость 1 т добытой руды, руб.;

$\Delta E_{\text{вып}}$ — удорожание выпуска 1 т руды за счет пониженной производительности труда в связи с применением забойной сортировки, руб. (При системе с магазинированием руды $\Delta E_{\text{вып}} = 0$).

Величину $\Delta E_{\text{вып}}$ можно определить как разность себестоимости выпуска 1 т руды при забойной сортировке и себестоимости 1 т руды без ее применения.

Она находится из следующего выражения:

$$\Delta E_{\text{вып}} = E_{\text{вып}}' - E_{\text{вып}}, \quad (38)$$

где

$E_{\text{вып}}'$ — себестоимость выпуска 1 т руды при применяемой системе разработки с забойной сортировкой, руб.;

$E_{\text{вып}}$ — себестоимость выпуска 1 т руды при той же системе разработки без применения забойной сортировки, руб.

Следует заметить, что, определяя потери руды при сортировке, надо иметь в виду, что в ряде случаев содержание металла в отсортированной породе (когда она хранится в выработанном пространстве блока) может возрастать вследствие просыпания рудной мелочи через настил во время уборки руды в блоке. Поэтому опробовать отсортированную породу нужно не только в процессе сортировки руды, но и периодически в местах ее размещения в выработанном пространстве и с учетом данных этого опробования подсчитать величину потерь.

Подставляя значение E_n и $\Delta E_{\text{вып}}$ из формул 37 и 38 в формулу 36, получим выражение для определения экономической целесообразности применения забойной сортировки.

$$E_{\text{сор}} \leq E_{\text{выд}} + E_{\text{тр}} + E_{\text{об}} - \left[\frac{C_{\text{сор}}}{C_{\text{доб}}} \cdot E_{\text{доб}} + (E_{\text{вып}}' - E_{\text{вып}}) \right]. \quad (39)$$

Формула 39 не учитывает экономический эффект от увеличенного коэффициента извлечения металла на обогатительной фабрике при переработке руды с повышенным содержанием полезного компонента, полученного за счет сортировки руды, так как, по данным специалистов-обогаителей, для многих руд (главным образом труднообогатимых) увеличенное содержание металла не окажет существенного влияния на его извлечение.

Однако для ряда руд (легкообогатимых) увеличение содержания металла в руде влечет за собой и рост его извлечения при обработке. Для этого типа руд целесообразность применения забойной сортировки необходимо определять с учетом повышенного извлечения металла при их обогащении, пользуясь выражением:

$$E_{\text{сop}} \leq E_{\text{выд}} + E_{\text{тр}} + E_{\text{об}} + \Delta K_{\text{из}} (C'_{\text{доб}} - C_{\text{доб}}) F_{\text{к}} - \left[\frac{C_{\text{сop}}}{C_{\text{доб}}} \cdot E_{\text{доб}} + (E'_{\text{вып}} - E_{\text{вып}}) \right], \quad (40)$$

где

$\Delta K_{\text{из}}$ — прирост коэффициента извлечения при увеличении содержания металла в руде на 1%;

$C'_{\text{доб}}$ — содержание металла в добытой руде после сортировки, %;

$C_{\text{доб}}$ — содержание металла в добытой руде до сортировки, %;

$F_{\text{к}}$ — себестоимость одной тонны металла в концентрате, руб.

Для наглядности приведем пример определения целесообразности применения забойной сортировки руды для рудника, имеющего следующие показатели. Себестоимость выдачи 1 т руды $E_{\text{выд}} = 1,5$ руб. Себестоимость поверхностной транспортировки $E_{\text{тр}} = 0,6$ руб. Себестоимость переработки руды на обогатительной фабрике $E_{\text{об}} = 6,2$ руб.

Содержание металла в отсортированной породе $C_{\text{сop}} = 0,05\%$; содержание металла в добытой руде до сортировки $C_{\text{доб}} = 0,65\%$; содержание металла в добытой руде после сортировки $C'_{\text{доб}} = 0,75\%$; себестоимость 1 т добытой руды $E_{\text{доб}} = 11,0$ руб.; себестоимость выпуска 1 т руды с применением забойной сортировки $E'_{\text{вып}} = 1,22$ руб., без применения ее $E_{\text{вып}} = 1,00$ руб.; прирост коэффициента извлечения при увеличении содержания металла в руде на 1% $\Delta K_{\text{из}} = 0,01$; себестоимость одной тонны металла в концентрате $F_{\text{к}} = 1\,000$ руб.

Подставляя значение приведенных величин в формулу 40 и производя необходимые вычисления, получим $E_{\text{сop}} = 7,33$ руб.

Подсчитанная таким образом себестоимость отсортировки 1 т пустой породы для приведенного рудника является максимальной величиной, выше которой применение забойной сортировки будет нецелесообразно.

При использовании стандартной подземной сортировочной установки максимальную себестоимость отсортировки 1 т пустой породы можно определить из следующего уравнения:

$$E_{\text{сop}}' \leq E_{\text{под}} + E_{\text{тр}} + E_{\text{об}} + \Delta K_{\text{из}} (C_{\text{доб}}' - C_{\text{доб}}) F_{\text{к}} - \left[\frac{C_{\text{сop}}}{C_{\text{доб}}} \cdot E_{\text{доб}} + E_{\text{дост}} \right], \quad (41)$$

где

$E_{\text{сop}}'$ — максимальная себестоимость отсортировки 1 т пустой породы, руб.;

$E_{\text{под}}'$ — себестоимость откатки (от сортировки до ствола) и подъема по стволу 1 т породы, руб.;

$E_{\text{досст}}$ — себестоимость погрузки и доставки 1 т отсортированной породы к месту ее складирования, руб.

Поверхностный способ сортировки, как мы уже указывали, представлен многообразными видами, отличающимися между собой как по принципу действия, так и по конструктивным особенностям. На рудниках Северо-Востока наиболее часто применяют механизированную рудоразборку на конвейерной ленте. В последние годы на рудниках СССР все шире начинают использовать и другие способы поверхностной сортировки.

Максимальную себестоимость отсортировки 1 т пустой породы для каждого вида поверхностной сортировки на руднике можно определять по следующей формуле:

$$E_{\text{сор}}'' \leq E_{\text{тр}} + E_{\text{об}} + \Delta K_{\text{из}} (C'_{\text{доб}} - C_{\text{доб}}) F_{\text{к}} - \left(\frac{C_{\text{сор}}}{C_{\text{доб}}} \cdot E'_{\text{доб}} + E'_{\text{дос}} \right), \quad (42)$$

где

$E_{\text{сор}}''$ — максимальная себестоимость поверхностной отсортировки 1 т пустой породы, руб.;

$E_{\text{доб}}'$ — себестоимость погрузки и доставки 1 т отсортированной породы от сортировочной установки до места ее складирования, руб.;

$E_{\text{дос}}$ — себестоимость одной тонны руды, отправляемой на фабрику, руб.

Если сортировка руды организована на обогатительной фабрике или металлургическом заводе (при поступлении руды с рудника непосредственно в плавку), то тогда рациональность ее применения определяется формулой несколько другого вида:

$$E_{\text{сор}}''' \leq E_{\text{об}}' + \Delta K_{\text{из}} (C_{\text{доб}}'' - C_{\text{доб}}') F_{\text{к}} - \left(\frac{C_{\text{сор}}}{C_{\text{доб}}} \cdot E_{\text{доб}}'' + E_{\text{дос}}'' \right), \quad (43)$$

где

$E_{\text{сор}}'''$ — максимальная себестоимость отсортировки 1 т пустой породы на перерабатывающем предприятии, руб.;

$E_{\text{об}}'$ — себестоимость процессов переработки 1 т руды, которым она подвергается после сортировки, руб.;

$C_{\text{доб}}'$ — содержание металла в товарной (поступающей на фабрику или завод) руде до сортировки, %;

$C_{\text{доб}}''$ — содержание металла в товарной руде после сортировки, %;

$E_{\text{доб}}''$ — суммарная себестоимость 1 т товарной руды и операций переработки, которым подверглась руда до сортировки, руб. (Так, например, если рудоразборка на фабрике организована после стадии крупного дробления, то тогда $E_{\text{доб}}''$ будет равна полной себестоимости товарной руды плюс себестоимость операции крупного дробления);

$E_{\text{дос}}'$ — стоимость доставки отсортированной породы к месту складирования, руб/м³.

Подсчитав таким образом максимальную себестоимость различных способов сортировки руды, необходимо дать каждому из этих способов оценку, то есть найти экономический эффект от их применения. Для этой цели рекомендуется простой и достаточно точный метод, заключающийся в определении разности между максимальной себестоимостью отсортировки 1 т пустой породы (подсчитываемой по одной из формул, приведенных выше) и фактической себестоимости сортировки, отнесенной к годовой производительности рудника или к одной тонне добытой руды. Такой подсчет производится по формуле:

$$\mathcal{E}_{\text{сор}} = (E_{\text{сор}} - E_{\text{ф}}) \eta A \text{ руб.} \quad (44)$$

- где
 $\mathcal{E}_{\text{сор}}$ — среднегодовой эффект от применения сортировки, руб.;
 $E_{\text{сор}}$ — максимальная себестоимость отсортировки одной тонны пустой породы подсчитывается по одной из вышеприведенных формул, руб.;
 $E_{\text{ф}}$ — фактическая себестоимость отсортировки 1 т пустой породы, руб.;
 η — средний коэффициент отсортировки в долях единиц;
 A — годовая производительность рудника (фабрики или завода), т.

Удельная экономия от применения сортировки, то есть экономический эффект, отнесенный на 1 т добытой (или перерабатываемой) руды подсчитывается из следующего выражения:

$$\mathcal{E}'_{\text{сор}} = (E_{\text{ор}} - E_{\text{ф}}) \eta_{\text{сор}} \text{ руб.} \quad (45)$$

Формулы 44 и 45 являются общими для определения экономического эффекта любого способа сортировки.

Воспользовавшись этими формулами, подсчитаем экономический эффект от применения забойной сортировки для рудника, имеющего годовую производительность $A = 500\,000$ т руды, из которой отсортировано 10% пустой породы при средней стоимости отсортировки пустой породы $E_{\text{ф}} = 0,5$ руб. и максимальной $E_{\text{сор}} = 8,0$ руб. за 1 тонну.

Подставляя эти данные в формулы 44 и 45 и произведя вычисления, получим общую годовую экономию от сортировки руды в 0,485 млн. рублей и удельную экономию 0,97 руб/т.

Для сравнительной оценки различных способов сортировки (забойной, подземной и поверхностной) необходимо, воспользовавшись приведенной методикой, подсчитать экономический эффект для каждого способа в отдельности и полученные данные сравнить между собой. Наиболее эффективным будет способ, который дает максимальную экономию.

Установив эффективность применяемых способов сортировки, можно определить, какой минимальный размер кусков породы будет экономически целесообразно отсортировать из руды. Для этого надо найти зависимость себестоимости тонны отсортиро-

ванной породы от минимального размера кусков, это можно выразить следующей формулой:

$$E_{\text{сор}} = f(e). \quad (46)$$

Поскольку почти на всех жильных рудниках Северо-Востока сортировочные станции построены так, что вся добытая руда проходит через сортировочную станцию и стоимость строительства и ремонта станции, а также стоимость расхода электроэнергии и материалов списываются на тонну добытой руды, а не на тонну отсортированной породы, то величина $E_{\text{сор}}$, входящая в формулу 46, будет выражать стоимость только трудовых затрат, расходуемых на отборку 1 т породы. Эти затраты изменяются от размера куска отбиваемой породы (e) по следующей функциональной зависимости:

$$T_{\text{сор}} = f(e), \quad (47)$$

где $T_{\text{сор}}$ — количество трудовых затрат, расходуемых на отборку 1 т породы, чел.-смен/т.

Зависимость, выражаемую формулой 47, легко получить по данным норм времени, расходуемых на отсортировку 1 т породы при различной крупности кусков. Но, так как такие данные пока еще отсутствуют в единых нормах выработки и расценок, нами для этой цели использованы результаты хронометражных наблюдений при сортировке руды на конвейерной ленте, выполненных Т. Г. Фоменко на наиболее типичных жильных рудниках Северо-Востока и авторами на рудниках Министерства цветной металлургии СССР. Данные этих наблюдений приводятся в табл. 29.

Таблица 29

Величина трудовых затрат, расходуемых на отсортировку 1 т пустой породы при различной крупности отбираемых кусков

Показатели	Размер кусков отсортированной породы, мм						
	25	50	75	100	125	150	200
Трудоемкость сортировки, чел.-смен/т	1,66	1,10	0,66	0,45	0,33	0,25	0,14
Стоимость отсортировки 1 т пустой породы с учетом накладных расходов, руб.	8,30	5,50	3,30	2,25	1,65	1,25	0,70

По данным табл. 29, на рис. 32 приводится графическое выражение формулы 47, показывающее характер изменения трудоемкости сортировки руды в зависимости от размера отбираемых кусков пустой породы.

Выявление указанной зависимости для рудников, применяющих сортировку руды на конвейерной ленте, имеет очень важное значение, так как эта зависимость позволяет определить

эффективность применения сортировки руды при различной крупности кусков отбираемой породы. Кроме того, она предопределяет получение еще более важной зависимости — измене-

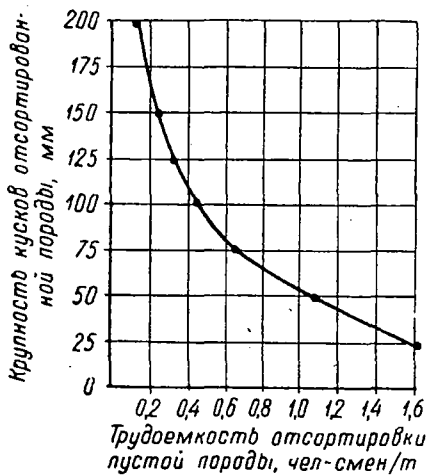


Рис. 32. Связь между трудоемкостью отсортировки 1 т пустой породы и крупностью сортируемых кусков.

ния себестоимости 1 т отсортировки пустой породы от крупности сортируемых кусков, выражаемого формулой 46. Для этого тру-

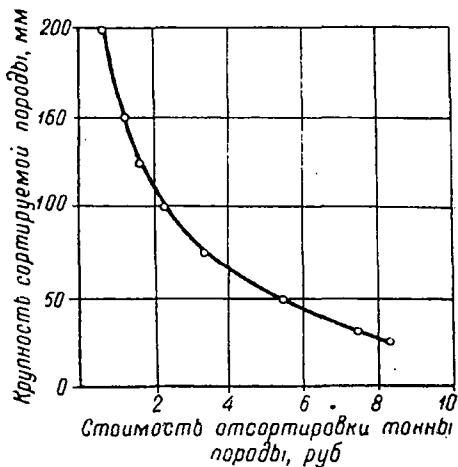


Рис. 33. Связь между стоимостью отсортировки 1 т пустой породы и крупностью сортируемых кусков.

доемкость сортировки руды необходимо выразить стоимостными показателями, величина которых для различной крупности кусков породы приводится в табл. 29*.

* При определении стоимости отсортировки 1 т породы тарифная ставка одной смены сортировщика с учетом начислений принята равной 5 рублям.

Графически эта зависимость выражается кривой на рис. 34. Она построена для сортировочных установок, на которых отборка пустой породы осуществляется на конвейерной ленте.

Пользуясь кривой на рис. 33, можно довольно легко находить минимальный размер кусков отсортированной породы. Для этого надо подсчитать по одной из формул (в зависимости от места расположения сортировки) максимальную себестоимость отсортировки 1 т пустой породы и, отложив ее на оси абсцисс (рис. 34), найти точку, соответствующую этой стоимости на кривой, и по ней на оси ординат получить минимальный размер сортируемых кусков породы.

Если, например, максимальная себестоимость отсортировки 1 т породы, подсчитанная по формуле 43, равна 7,5 руб., то соответствующий ей минимальный размер сортируемых кусков будет составлять 30 мм.

Кривые на рис. 33 и 34 построены для наиболее распространенного на рудниках Северо-Востока механизированного способа сортировки руды на конвейерной ленте.

При применении на рудниках другого способа сортировки (например, забойной ручкой) необходимо, пользуясь приведенной методикой, аналогичным способом построить свои зависимости себестоимости сортировки от крупности отбираемой породы и по ней определять минимальный размер сортируемых кусков. Если при этом на руднике будут отсутствовать данные производительности (технические нормы выработки) сортировщиков в тоннах отсортированной породы при различной крупности, их нужно будет получать с помощью хронометражных наблюдений.

**ПЕРСПЕКТИВЫ ПОВЫШЕНИЯ
ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ СЕВЕРО-ВОСТОКА,
ПРЕДСТАВЛЕННЫХ СБЛИЖЕННЫМИ
ЖИЛАМИ**

Практика эксплуатации жильных месторождений Северо-Востока показывает, что часто эти месторождения представлены сближенными жилами, обособленная выемка которых затруднена, так как приводит к подработке смежных рудных тел и к значительным потерям промышленных запасов руды, увеличивая степень опасности работ. Такие месторождения, помимо обособленной выемки с оставлением междужильного целика, можно разрабатывать валовым способом. Опыт работы ряда рудников Северо-Востока знает примеры одновременной выемки сближенных жил параллельными блоками. Однако, несмотря на наличие некоторого опыта, разработка такого типа месторождений еще недостаточно изучена.

К. А. Шванев, изучая вопрос разработки сближенных крутопадающих жил, пришел к выводу, что для возможности отдельной выемки их необходимо наличие определенного расстояния между рудными телами. Величину этого расстояния рекомендуется определять с помощью следующего выражения:

$$M \geq p - m + N \quad m, \quad (48)$$

где
 M — расстояние между сближенными жилами, m ;
 p — ширина очистного пространства, m ;
 m — мощность сближенных жил, m ;
 N — толщина междужильного целика, отвечающего требованиям устойчивости, m .

Возможные варианты разработки сближенных жил в зависимости от угла падения жилы α , угла обрушения вмещающих пород β , устойчивости пород междужильного целика и способа поддержания очистного пространства приведены в табл. 30.

Отрицательное воздействие на междужильный целик оказывают взрывные работы, вследствие чего возможны осложнения в ведении очистных работ в блоке, а иногда и прекращение их. Как известно, взрывная волна, распространяясь в окружающем массиве, создает в нем напряженное состояние. Величина этих напряжений зависит от веса взрываемого заряда и расстояния целика от взрыва. В результате взрывных волн в целике возникают растягивающие усилия, которые могут вызывать скалывание и его отслоение. Поэтому при разработке сближенных жил с оставлением целика между ними необходимо обращать внима-

Варианты разработки сближенных жил

Зависимость между α и β	Устойчивость вмещающих пород	Способ поддержания очистного пространства	Порядок разработки сближенных жил
$\frac{\alpha}{\beta} < 1$	Устойчивые	Магазинированная руда Закладка Распорная крепь	Параллельные блоки Параллельные блоки Нисходящая выемка
	Неустойчивые	Закладка	Нисходящая выемка
$\frac{\alpha}{\beta} > 1$	Устойчивые	Магазинированная руда Закладка Распорная крепь	Параллельные блоки Параллельные блоки Восходящая выемка
	Неустойчивые	Закладка	Нисходящая выемка

ние на организацию буро-взрывных работ в параллельных блоках. Во избежание нарушения междужильного целика временное сопротивление слагающей его породы должно быть больше величины приложенной нагрузки. Отсюда очевидна необходимость определения допустимого веса одновременно взрывааемых зарядов ВВ в блоке. Чтобы уменьшить возможность скалывания породы в междужильном целике, целесообразно осуществлять отбойку верхней жилы с опережением по отношению к нижней. Это объясняется тем, что междужильный целик при подработке с двух сторон будет находиться в сложном напряженном состоянии. Величина опережения отработки верхней жилы по отношению к нижней должна быть не менее тройной высоты отбиваемого слоя руды в блоке. При разработке жил параллельными блоками системой с магазинированием руды выпуск руды следует вести одновременно в смежных блоках, не допуская опережения, так как несоблюдение этого условия может также нарушить устойчивость целика.

Сближенные жилы могут залегать на таком расстоянии друг от друга, когда оставление междужильного целика окажется невозможным. В этом случае возникает вопрос о применении валовой выемки. Выбор способа разработки сближенных жил зависит от тех же факторов, что и при разработке одиночных рудных тел. Необходимость применения валовой или селективной выемки определяется, с одной стороны, устойчивостью междужильного целика, а с другой — расстоянием между жилами. При расстоянии между сближенными жилами менее 2,0 м, по данным А-ского рудника, возможна только валовая выемка. При расстоянии свыше 2,0 м в условиях этого месторождения целесообразна селективная разработка.

При разработке сближенных жил А-ского и В-ского месторождений оказалась весьма перспективной совместная выемка их высокопроизводительными системами с массовой отбойкой руды глубокими скважинами, с последующим механическим разделением рудной массы по крупности с целью отсортировки из нее пустых пород. Этот метод, разработанный ВНИИ-1, основан на очень важном принципе (характерном для многих рудников) — различной степени измельчения при отбойке жильной массы и вмещающих пород. Применение указанного метода разработки на рудниках Северо-Востока будет сопровождаться, как мы показали в предыдущей главе, значительным экономическим эффектом.

Использование принципа неодинакового измельчения жильной массы и вмещающих пород может не только значительно повысить эффективность выемки сближенных жил, но и в ряде случаев позволить вовлечь в разработку запасы руды, считавшиеся ранее непромышленными. В качестве примера целесообразно привести результаты исследований по вовлечению в разработку запасов непромышленных руд, выполненных Н. С. Федоровым и А. М. Фрейдиным на оловорудном месторождении рудника Ш.

Ш-ское оловянное (касситеритовое) оруденение рассеяно в крутопадающих зонах, залегающих в кварцевых порфирах и во вмещающих их габбродиоритах. В настоящее время рудник отрабатывает преимущественно оруденелые кварцевые порфиры.

Для этих руд установлены кондиционные лимиты.

На основе выполненных исследований из балансовой руды удалось выделить значительный (около 25%) объем рудной массы, в которой среднее содержание олова в полтора раза превышало минимальные промышленные лимиты. Таким образом, принцип более высокого содержания олова в мелких фракциях руды дает возможность руднику вовлечь в промышленное использование значительный объем забалансовых руд, хранящихся в отвалах и находящихся в недрах.

Аналогичными особенностями обладают и руды ряда месторождений Северо-Востока, при разработке которых необходимо использовать механическое разделение добытой горнорудной массы на различные по крупности классы с целью вовлечения части забалансовой руды в разработку.

Механизированное разделение рудной массы по крупности на руднике А позволит вовлечь в добычу непромышленные руды, представленные маломощными жилами и прожилками, выемка которых обычным способом нерентабельна. Это даст возможность повысить качество добываемой руды и перейти к разработке месторождения в определенных условиях на высокоэффективные системы с массовой отбойкой руды. Объем таких забалансовых руд на руднике составляет более 20% от общего их количества в месторождении.

Важным направлением в повышении эффективности разработки А-ского месторождения является широкое применение новых вариантов систем при выемке сложных рудных тел. Исследованием ВНИИ-1 установлено, что сплошную разработку рудных зон целесообразно вести высокопроизводительными системами в случае, если средневзвешенное содержание полезных компонентов в рудной массе выше минимально допустимого промышленного содержания.

Среднее содержание полезных компонентов в руде определяется по формуле:

$$C_{\text{снво}_3} = \frac{S_{\text{уч}}}{S_{\text{ж}}} \cdot C_0, \quad (49)$$

где

$S_{\text{уч}}$ — общая площадь участка, m^2 ,

$S_{\text{ж}}$ — приведенная площадь рудного тела, m^2 ,

C_0 — средневзвешенное условное содержание олова или трехоксида вольфрама в жильной массе.

Средневзвешенное на жильную массу условное содержание полезных компонентов находится следующим образом:

$$C_0 = \frac{c_1 m_1 l_1 + c_2 m_2 l_2 + c_3 m_3 l_3}{m_1 l_1 + m_2 l_2 + m_3 l_3}, \quad (50)$$

где

c_1, c_2, c_3 — условное среднее содержание олова или трехоксида вольфрама по отдельным жилам,

m_1, m_2, m_3 — мощность отдельных жил, m ,

l_1, l_2, l_3 — длина жил, m .

Если содержание полезных компонентов в рудной массе будет иметь промышленное значение, в этом случае экономически целесообразно применение сплошной выемки при разработке сближенных топких жил.

Рассмотрим это на конкретном примере для группы сближенных жил северо-восточной зоны рудника А. Простираение жил, средняя их мощность и условное содержание полезных компонентов в жильной массе приведены в табл. 31.

Таблица 31

Протяженность, средняя мощность и условное содержание полезных компонентов в жилах

Рудное тело, штрек	Длина участка жилы, м	Средняя мощность, м	Среднее условное содержание металла, %	
			вольфрама	олова
Жила А, штрек к	63,0	1,30	0,90	1,53
Жила В, штрек б	51,8	1,05	0,65	2,11
Жила С, штрек з	64,9	1,46	0,34	1,69
Средняя величина	60,64	1,28	0,61	1,73

Средняя длина протяженности отрезков рудных тел подсчитана по формуле:

$$l = \frac{l_1 m_1 + l_2 m_2 + l_3 m_3}{m_1 + m_2 + m_3}, \quad (51)$$

а средняя мощность рудных тел — по формуле:

$$m = \frac{m_1 l_1 + m_2 l_2 + m_3 l_3}{l_1 + l_2 + l_3}. \quad (52)$$

Общая площадь участка равна 726 м², а площадь приведенного рудного тела — 233 м².

Пользуясь указанными данными, нетрудно определить содержание полезных компонентов в рудной массе, являющееся основным критерием при установлении целесообразности применения сплошной отработки участка.

Условное среднее содержание олова в рудной массе будет равно

$$C_{\text{sn}} = \frac{233 \times 0,61}{726} = \frac{142,1}{726} = 0,19\%,$$

а среднее условное содержание трехокси вольфрама

$$C_{\text{wo}_3} = \frac{233 \times 1,73}{726} = \frac{403,1}{726} = 0,55\%.$$

По другому разрезу месторождения на том же горизонте имеются сближенные участки жил, которые характеризуются данными табл. 32.

Таблица 32

Длина жил, средняя мощность их и условное содержание полезных компонентов

Рудное тело, штрек	Длина штрека, м	Средняя мощность, м	Среднее условное содержание металла, %	
			олова	трехокси вольфрама
Жила Д, штрек г	64,5	1,84	0,33	0,42
Жила С, штрек с	95,5	1,06	0,45	1,37
Жила А, штрек ж	100,0	2,41	0,76	2,12
Средняя величина	91,47	1,52	0,62	1,69

Общая площадь этого участка равна 1 544 м², а площадь приведенного рудного тела составляет около 419 м². Условное содержание олова и трехокси вольфрама в горной массе здесь будет следующим:

$$C_{\text{sn}} = \frac{419 \times 0,62}{1 544} = \frac{260}{1 544} = 0,17\%,$$

$$C_{\text{wo}_3} = \frac{419 \times 1,59}{1 544} = \frac{708}{1 544} = 0,46\%.$$

Таким образом, рассмотренные нами примеры показывают, что подсчитанные содержания олова и триоксида вольфрама в горнорудной массе по двум сечениям первого горизонта части месторождения дает основание рекомендовать использовать при его разработке сплошную выемку сближенных жил.

В этом случае, как показали наши исследования, совместную сплошную разработку жил рекомендуется вести высокопроизводительными системами, например, подэтажными штреками или с магазинированием руды и отбойкой глубокими скважинами. Это позволит значительно увеличить производительность труда горнорабочих, снизить себестоимость добычи и более полное использовать богатство недр рудника А.

Весьма показательным примером, повышающим эффективность разработки месторождений рудника А, является совместная выемка трех жил с общей выемочной мощностью 12—14 м

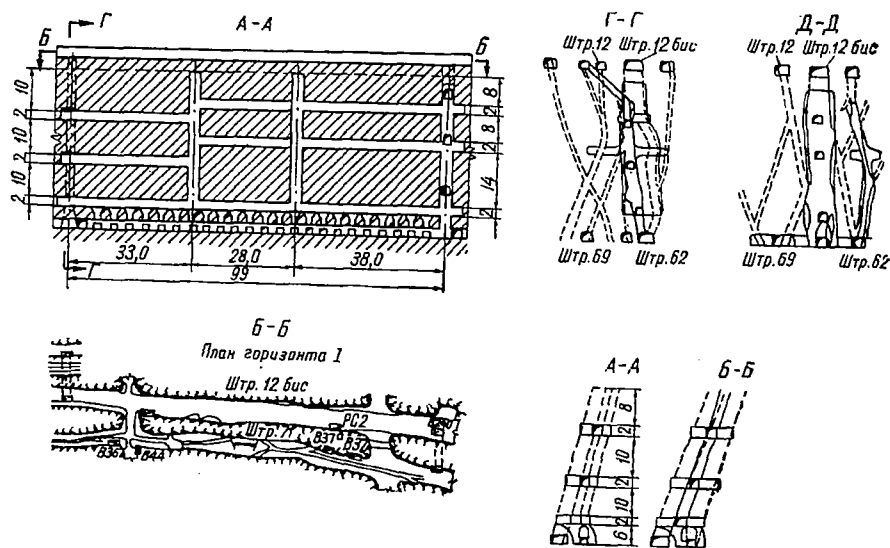


Рис. 34. Система с отбойкой руды глубокими скважинами из подэтажных выработок.

в опытном блоке 240. Проект и отработка блока были выполнены с целью промышленного испытания системы с отбойкой руды глубокими скважинами из подэтажных выработок и возможности применения этой системы для сплошной разработки сложных рудных зон. Характер рудной зоны и основные параметры системы показаны на рис. 34. Как видно из рисунка, длина блока по простиранию составляет 99 м, высота этажа 45 м, выемочная мощность изменяется от 12 до 14 м. Запасы жильной массы в пределах блока — около 35 тыс. т, породы — около 30 тыс. т, а суммарные запасы рудной массы — 65 тыс. т. Разубоживание

руды — 46%. Условное содержание полезных компонентов в жильной массе: олова — 0,56%, трехокси вольфрама — 1,8%, или условного олова — 1,46%*. Средневзвешенное условное содержание полезных компонентов в рудном массиве: олова — 0,3%, трехокси вольфрама — 0,97%, или в переводе на условное олово — 0,78%.

Отбойка руды в опытном блоке осуществлялась скважинами, выбуриваемыми перфораторами КЦМ-4 диаметром 70 мм и станком БА-100 диаметром 100 мм.

Как показали результаты опытных работ в блоке 240, применение системы с отбойкой руды глубокими скважинами из подэтажных выработок позволило повысить производительность труда забойных рабочих на 15—20%, снижение себестоимости отбойки на 8—10% и значительно увеличить интенсивность очистной выемки.

Полученные результаты позволяют рекомендовать для разработки сложных рудных жил месторождения рудника А сплошную выемку высокопроизводительными системами с отбойкой руды глубокими скважинами с использованием механизированного разделения рудной массы по крупности. Это расширит область применения высокопроизводительных систем в условиях рудника А, что позволит значительно увеличить производственную мощность рудника и выпуск готовой продукции. Эти рекомендации с успехом могут быть использованы и при разработке многих аналогичных месторождений, расположенных как на территории Северо-Востока, так и в других экономических районах нашей страны.

* В пересчете содержания трехокси вольфрама на олово.

ЛИТЕРАТУРА

И. И. Нуждин. Сортировка руды на горных предприятиях Северо-Востока СССР. Магадан, ВНИИ-1, 1958.

П. Г. Коробейников. Раздельная выемка рудных жил и весьма тонких пологопадающих рудных жил.— Тр. ВНИИ-1, Магадан, 1957.

Ю. Д. Дядькин, А. Ф. Зильтерборд, П. Д. Чабан. Тепловой режим рудных, угольных и россыпных шахт Севера. М. «Наука», 1968.

А. Ф. Назарчик. Разубоживание руды при разработке жильных месторождений. М. Изд-во АН СССР, 1960.

Л. А. Барский, И. Н. Плаксин. Критерии оптимизации раздельных процессов. М., «Наука», 1967.

О Г Л А В Л Е Н И Е

Введение	3
<i>Глава I.</i> Особенности ведения подземных горных работ в зоне вечной мерзлоты	5
<i>Глава II.</i> Геологическая характеристика рудных месторождений, параметры и показатели эффективности применяемых систем разработки	7
<i>Глава III.</i> Характеристика основных технологических процессов разработки рудных месторождений и факторов, влияющих на их трудоемкость	19
<i>Глава IV.</i> Разубоживание руды и основные пути его снижения	65
<i>Глава V.</i> Перспективы повышения эффективности разработки рудных месторождений Северо-Востока, представленных сближенными жилами	97
Литература	103

Александр Федорович Назарчик, Николай Иванович Попов

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРАБОТКИ ЖИЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СЕВЕРО-ВОСТОКА

Редактор **В. И. Першин**
Художественный редактор **Д. Д. Власенко**
Технический редактор **В. В. Плоская**
Корректор **Н. П. Бондарева**

Сдано в набор 31/I 1973 г. Подписано к печати 24/V 1973 г. АХ--00820.
Формат 60×90/16. Бум. тип. № 2. Объем 6,5 физ. п. л., 7,11 уч.-изд. л.
Тираж 3 000. Заказ 1375. Цена 37 коп.

Магаданское книжное издательство, г. Магадан, ул. Пролетарская, 15.
Областная типография Управления издательства, полиграфии и книжной торговли Магаданского облисполкома, г. Магадан, ул. Горького, 9.

Цена 36 коп.

5 2 2 5 1

44

2662